



ANNALES
DES MINES,

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RAPPORTENT;

RÉDIGÉES

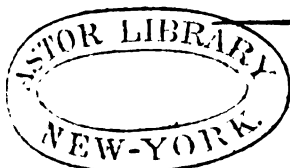
Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

Sous l'autorisation du Sous-Secrétaire d'État au ministère des Travaux Publics.

QUATRIÈME SÉRIE.

TOME II.



PARIS.

CARILIAN-GOEURY ET V^{or} DALMONT,

LIBRAIRES DES CORPS ROYAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, nos 39 et 41.

1842.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les *Annales des Mines* sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Sous-Secrétaire d'État au ministère des travaux publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, de l'inspecteur des études et des professeurs de l'École des mines, du chef de la division des mines, d'un ingénieur secrétaire, et d'un ingénieur secrétaire-adjoint.

MM.

Cordier, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences, président.

De Bonnard, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences.

Migneron, inspecteur général.

Héricart de Thury, inspect. gén., membre de l'Académie des sciences.

Berthier, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences, profess. de chimie.

Garnier, inspecteur général.

Guenyveau, inspecteur général adjoint.

Cheron, inspecteur général adjoint.

Thirria, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général.

MM.

Dufrénoy, ingénieur en chef, inspect. des études de l'École des mines, membre de l'Académie des sciences, profess. de minéralogie.

Élie de Beaumont, ingén. en chef, membre de l'Académie des sciences, profess. de géologie.

Combes, ingénieur en chef, prof. d'exploitation des mines.

Le Play, ingénieur en chef, professeur de métallurgie, secrét. de la commission de statistique de l'industrie minérale.

De Cheppe, chef de la division des mines.

De Boureuille, ingénieur, secrétaire de la commission.

Ébelmen, ingénieur, secrétaire-adjoint de la commission.

M. Ebelmen est chargé spécialement de la traduction des mémoires étrangers.

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des *Annales des Mines*, pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les Annales des Mines doivent être adressés, *sous le couvert de M. le sous-secrétaire d'état au ministère des travaux publics, à M. le secrétaire de la commission des Annales des Mines*, à Paris.

Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 10 exemplaires de leurs articles. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 10 fr. par feuille pour le premier cent, et de 5 fr. pour les suivants.

La publication des *Annales des Mines* a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les trois livraisons d'un même semestre forment un volume. — Les deux volumes composant une année contiennent de 60 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMERIE DE FAIN ET THUNOT,
IMPRIMEURS DE L'UNIVERSITÉ ROYALE DE FRANCE,
rue Racine, 28, près de l'Odéon.

NOTICE

Sur la machine d'épuisement des mines du Rocher-Bleu (Bouches-du-Rhône);

Par M. DIDAY, Ingénieur des mines.

L'asséchement des mines de lignite exploitées dans le département des Bouches-du-Rhône n'avait pas jusqu'à présent offert de sérieuses difficultés. Les travaux des principales exploitations, étant en général situés au-dessus du niveau des cours d'eau de la contrée, pouvaient presque toujours être tenus à sec au moyen de galeries d'écoulement; et ce n'était que dans quelques cas particuliers que l'on était obligé d'élever les eaux, soit avec des pompes à bras, soit avec de petits barils portés par des hommes.

Une partie considérable du terrain à lignite se trouve maintenant asséchée par les grandes galeries d'écoulement qui ont été exécutées depuis 1830: elle pourra, sans frais d'épuisement, suffire pendant plusieurs années encore à une extraction régulière. Mais sur d'autres points, où l'exploitation a été plus active, les travaux sont arrivés à une profondeur telle qu'il est devenu presque impossible de donner un écoulement naturel aux eaux qui y affluent, et qu'il faut nécessairement établir des machines pour les épuiser.

Telle était notamment la situation des mines qui se trouvent dans toute la partie orientale de la concession de Gréasque et Belcodène, lorsqu'en 1838, MM. Michel, Armand et compagnie, ayant

acquis les droits que M. le marquis de Cabre possédait dans cette concession, résolurent de reprendre et de régulariser l'exploitation de ces gisemenss, que les mineurs du pays regardaient alors comme presque complétement épuisés. Cette partie du terrain à lignite étant celle qui avait toujours fourni la meilleure qualité de charbon, les travaux y avaient pris un développement bien plus considérable que dans toutes les autres concessions, et l'on n'aurait pu les pousser plus loin avec les moyens d'épuisement employés jusqu'alors dans les mines de cette contrée. Une galerie destinée à assécher l'exploitation que l'on allait entreprendre, à un niveau plus bas que celui de ces anciens travaux, aurait eu d'ailleurs une trop grande longueur pour que l'on pût songer à l'exécuter. Il fallait donc recourir à l'emploi de machines d'épuisement, et l'exploitation projetée n'était possible qu'à cette condition.

Mais des difficultés de plus d'un genre semblaient s'opposer à ce qu'elle pût être remplie. D'une part, en effet, il ne restait à exploiter, dans cette partie de la concession, qu'une étendue peu considérable, située au quartier du Rocher-Bleu, et, sur cette étendue même, on n'avait plus à prendre que la couche inférieure dite *la grande mine*, toutes les autres étant presque complétement épuisées; d'un autre côté, le peu d'importance que présentent les gîtes de lignite des Bouches-du-Rhône, lorsqu'on les compare aux gisements houillers qui sont asséchés par des machines à vapeur, pouvait faire craindre que les frais d'épuisement ne fussent jamais couverts par les produits de l'exploitation. Enfin, en admettant même que cette prévision ne se réalisât pas,

il était encore probable qu'une exploitation grevée de ces frais ne pourrait pas soutenir la concurrence avec les mines voisines dans lesquelles les eaux s'écoulent naturellement par des galeries.

Les études faites sur le régime des eaux qui affluent dans l'intérieur des mines des Bouches-du-Rhône fournissaient aussi des résultats peu propres à encourager de semblables tentatives. Ces eaux, qui proviennent presque toutes de la surface, pénètrent avec la plus grande facilité dans les travaux par les nombreuses fissures du calcaire marneux qui renferme les gîtes de lignite. Elles sont en général très-peu abondantes pendant huit ou neuf mois de l'année; mais, pendant la saison des pluies, elles augmentent dans une proportion énorme; ainsi la galerie d'écoulement des mines de M. le comte de Castellane, qui est presque à sec pendant une partie de l'été, a débité, dans des hivers pluvieux, plus de 4 mètres cubes par minute. Il fallait cependant que la machine à établir au Rocher-Bleu eût une force suffisante pour maintenir constamment les travaux à sec, car c'est précisément pendant l'hiver que le charbon du pays se vend le mieux à Marseille.

Les divers renseignements que l'on possédait sur les anciennes exploitations de la localité conduisirent à penser qu'il serait imprudent de reprendre les travaux du Rocher-Bleu sans y établir une machine capable d'élever au moins 3 mètres cubes d'eau par minute d'une profondeur de 125 à 130 mètres. Si l'emploi d'une semblable force avait dû être constamment nécessaire, il est certain que les frais d'épuisement auraient rendu impossible une exploitation qui ne devait

avoir pour objet qu'une seule couche de lignite dont la puissance atteint à peine 1 mètre (1). Mais, comme je viens de le dire, il était probable que l'on n'aurait à utiliser, pendant une grande partie de l'année, qu'une fraction de cette force; on pouvait donc espérer que l'emploi d'une machine *à cataracte* permettrait de tenir les travaux à sec sans nécessiter des dépenses hors de proportion avec l'importance de la mine, pourvu toutefois que cette machine remplît en outre la condition de ne consommer qu'une quantité de combustible à peu près proportionnelle à l'effet utile qu'elle produirait.

Cette obligation de proportionner la consommation de combustible à l'effet produit, à laquelle plusieurs constructeurs ne crurent pas pouvoir se soumettre, fut cependant acceptée par M. Philip Taylor, constructeur de machines à Marseille; et, par un traité passé avec MM. Michel, Armand et compagnie, il s'engagea à faire construire en Angleterre, dans les ateliers de M. John Taylor, son frère, et à placer sur le puits du Rocher-Bleu une machine à simple effet et à cataracte, ainsi que les pompes qu'elle devait mettre en mouvement, aux conditions suivantes:

1° La machine aurait une force suffisante pour élever 3 mètres cubes d'eau par minute d'une profondeur de 128 mètres, en ne donnant pas plus de 10 coups par minute, et en ne travaillant pas à une pression de plus de 3 atmosphères.

---

(1) La puissance de la couche dite *la grande mine* est d'environ $1^{m},40$; mais elle ne renferme que $0^{m},90$ ou 1 mètre de charbon, divisé en trois bancs que séparent des lits d'argile ou de calcaire marneux.

2° La consommation de combustible pour produire cet effet ne dépasserait pas 200 kil. de houille de Newcastle, ou 300 kil. de bon lignite du pays par heure.

3° Enfin, dans le cas où l'on n'aurait pas besoin de toute la force de la machine, la consommation de combustible serait réduite proportionnellement à l'effet produit, et cela jusqu'à une limite inférieure fixée au quart de l'effet maximum, c'est-à-dire à un volume d'eau de $0^{m},75$ élevé à 128 mètres par minute.

Les essais auxquels cette machine a été soumise, en ma présence, et dont les résultats ont été publiés dans le tome XX, p. 527, des *Annales des mines*, ayant constaté l'accomplissement de toutes ces conditions, j'ai pensé qu'il pourrait être utile de donner la description de la machine et des pompes qui en dépendent. Bien que la machine soit du même genre que celle qui a été décrite par M. Combes dans les *Annales des mines* (3e série, tome V), elle en diffère cependant par quelques dispositions nouvelles, qui paraissent avoir une assez grande influence sur la régularité de sa marche, et surtout sur la consommation de combustible, dont le chiffre ne peut être comparé qu'à celui de la consommation de quelques machines du Cornwall que cite M. Combes dans le mémoire dont je viens de parler.

La *Planche I* représente l'ensemble de la machine du Rocher-Bleu (1), dont la disposition

(1) Les dessins de cette machine m'ont été communiqués par M. Philip Taylor, à l'obligeance duquel je dois en outre plusieurs renseignements qui m'ont été très-utiles pour la rédaction de cette notice.

générale ne diffère pas notablement, comme on le voit, de celle de la machine des *consolidated mines*. C'est également une machine à simple effet, dans laquelle la vapeur, dont l'introduction est réglée au moyen de la soupape régulatrice r, que l'on manœuvre à la main, pénètre au-dessus du piston par la soupape d'admission a, pendant que la partie inférieure du cylindre est mise en communication avec le condenseur au moyen de la soupape d'exhaustion a'. Lorsque le piston pressé par la vapeur est arrivé au bas de sa course, ces deux soupapes sont fermées; et la soupape d'équilibre a'', qui s'ouvre alors, établit une communication entre le haut et le bas du cylindre, et permet ainsi aux tiges des pompes de redescendre par leur propre poids en refoulant les eaux dans les tuyaux d'ascension.

Les soupapes a, a', a'' sont des soupapes de Hornblower, qui ont, comme on sait, l'avantage de donner un passage très-large à la vapeur. Elles sont ouvertes par des contre-poids p, p', p'', que viennent décrocher, à l'instant convenable, deux tiges en fer menées par le piston de la cataracte. Ces contre-poids sont liés, par des tringles articulées, aux axes b, b', b'', qu'ils font tourner, et auxquels sont attachés de la même manière les leviers l, l', l', qui donnent le mouvement aux soupapes. Des tasseaux, fixés sur deux poutrelles qui se projettent en AA', font tourner ces axes en sens inverse, en appuyant sur les pièces m, m', m'', relèvent ainsi les contre-poids, et ferment les soupapes.

Afin de ne pas trop compliquer le dessin qui représente l'élévation générale de la machine, je n'y ai pas représenté la cataracte et les tiges qu'elle

met en mouvement. Tous ces détails sont figurés, à une plus grande échelle, sur la *Planche II*, au moyen de laquelle il sera facile de comprendre le jeu de ce mécanisme (1).

L'appareil auquel on a donné le nom de *cataracte* consiste essentiellement en un piston plein qui se meut dans un cylindre plongé dans une bâche pleine d'eau. Deux soupapes *s*, *s'* permettent à l'eau de passer de la bâche dans le cylindre, ou réciproquement, suivant que le piston monte ou descend. En augmentant ou diminuant, au moyen de tiges terminées par un pas de vis, l'ouverture de ces soupapes, on peut accélérer ou ralentir le mouvement du piston, et, par suite, diminuer ou augmenter la durée de l'intervalle entre deux coups consécutifs de la machine.

La cataracte de la machine du Rocher-Bleu ne diffère de celle qui a été décrite par M. Combes que parce qu'elle mène deux tiges au lieu d'une seule, ce qui donne plus de facilité pour régler non-seulement l'intervalle entre deux oscillations consécutives, mais encore la durée de chaque double oscillation. Je crois inutile, par conséquent, d'en donner une description plus détaillée, et je me bornerai à indiquer succinctement la manière dont elle agit pour régler le jeu de la machine.

Sur les *Planches I* et *II* les diverses parties de la machine sont figurées dans la position qu'elles doivent occuper lorsque le piston moteur est arrivé au haut de sa course et va commencer à re-

(1) Il faut remarquer cependant que, dans la coupe de la cataracte (*Pl. II*), les pièces sont placées dans une position inverse de celle qu'elles occupent sur la *Planche I*.

descendre. A ce moment le piston de la cataracte est au contraire au bas du cylindre; et le tasseau T″ vient de relever la pièce *m*″, ainsi que le contre-poids *p*″, et de fermer par conséquent la soupape d'équilibre.

En même temps la tige LL, qui reçoit le mouvement du piston de la cataracte au moyen de leviers articulés, est parvenue au point le plus haut de sa course. Cette tige porte deux pièces rectangulaires en fer CD, C′D′, dans l'intérieur desquelles se trouvent deux rouleaux R, R′, mobiles autour d'axes horizontaux; ces rouleaux viennent soulever les leviers *dd*, *d′d′*, qui retenaient, au moyen de cames, les arcs de cercle E, E′, fixés sur les axes auxquels sont liés les leviers des soupapes d'admission et d'exhaustion, ainsi que les contre-poids dont la chute doit déterminer l'ouverture de ces soupapes.

Chacune des pièces CD, C′D′ est composée de deux parties qui peuvent glisser l'une sur l'autre guidées par des axes qui passent dans les coulisses *e*, *e′* : on peut par conséquent, au moyen d'un écrou placé au-dessous de chacune d'elles, relever ou abaisser le rouleau qui est porté par la partie inférieure, et, par suite, hâter ou retarder l'instant auquel chaque soupape s'ouvrira.

La soupape d'exhaustion s'ouvre la première, et, bientôt après, la vapeur introduite par la soupape d'admission venant presser le piston, celui-ci descend en entraînant avec lui les deux poutrelles AA′, PP′ : les tasseaux T et T′ venant alors appuyer sur les pièces *m*, *m′* ferment les deux soupapes et relèvent les contre-poids attachés aux axes B*b*, B′*b′*.

Le tasseau *t*, qui soutenait un levier FF chargé

d'un poids M, abandonne en même temps ce levier qui, en descendant, relève le piston de la cataracte au moyen de pièces articulées que représente l'élévation (*Pl. II*). Le mouvement des deux tiges LL, L'L' change alors de sens : la première descend, ce qui permet aux leviers *dd*, *d'd'* de s'abaisser et d'arrêter, par les cames qu'ils portent, les arcs de cercle E et E', dont les rayons *e*, *e'* occupent alors une position verticale ; les contre-poids attachés aux axes *b*, *b'* ne peuvent plus par conséquent retomber, lors même que les tasseaux T, T' cesseront de maintenir les pièces *m*, *m'*.

La tige L'L', qui monte pendant que l'autre descend, porte une pièce C''D'' semblable à CD et à C'D' ; cette pièce, lorsque le piston de la machine est arrivé au bas du cylindre, décroche, par un mécanisme identique avec celui qui vient d'être décrit, le contre-poids qui ouvre la soupape d'équilibre. Le piston et les poutrelles AA', PP' remontent alors ; le tasseau T'' relève la pièce *m''* et ferme la soupape d'équilibre, pendant que le tasseau *t*, relevant le levier FF, permet au piston de la cataracte de recommencer à descendre par son poids. Toutes les pièces sont alors revenues à la position indiquée par le dessin, et la machine est prête à recommencer une nouvelle oscillation, aussitôt que la tige LL sera parvenue à l'extrémité supérieure de sa course.

Les moyens dont le mécanicien peut disposer pour régler la durée d'une double oscillation et l'intervalle entre deux oscillations consécutives sont par conséquent :

1° Les deux tiges à vis au moyen desquelles on

peut faire varier l'ouverture des soupapes *s*, *s'* de la cataracte, et, par suite, accélérer ou ralentir le mouvement des tiges LL, L'L';

2° Les écrous placés au-dessous des pièces CD, C'D', C''D'', qui permettent d'élever ou d'abaisser les rouleaux R, R', R''; on s'arrange ordinairement de manière à ce que la soupape du condenseur s'ouvre un peu avant celle de l'admission; l'une et l'autre d'ailleurs ne sont ouvertes que lorsque toute communication est fermée entre le haut et le bas du cylindre;

3° Enfin les tasseaux T, T, qui peuvent se mouvoir sur la poutrelle PP' au moyen d'un appareil très-simple qui n'est pas représenté sur le dessin : on peut ainsi hâter ou retarder le moment où la soupape d'admission est fermée, et faire varier, par conséquent, la fraction de la course pendant laquelle la vapeur est admise. Cette fraction est ordinairement de 1/4 lorsqu'on a besoin d'une assez grande vitesse; mais on la réduit à 1/6 lorsque la machine ne doit donner que quatre ou cinq coups par minute.

On conçoit que, pour tirer tout le parti possible de la détente employée dans de semblables proportions, il doit être d'une grande importance d'empêcher tout refroidissement de la vapeur dans le cylindre. C'est pour obtenir ce résultat que l'on a conservé l'usage du cylindre-enveloppe dans les machines de ce genre. A la machine du Rocher-Bleu le cylindre-enveloppe reçoit la vapeur par un tuyau placé à sa partie inférieure et qui reste constamment ouvert. Comme d'ailleurs les fourneaux sont placés en contre-bas de la machine, toute la vapeur qui pourrait se condenser dans l'enveloppe, malgré les précautions prises

pour empêcher cette condensation, retourne immédiatement dans les chaudières. Cette enveloppe est donc constamment remplie de vapeur à la même température que celle des chaudières, et peut, par conséquent, être considérée comme faisant partie de l'appareil évaporatoire. Cette disposition rend impossible, comme on voit, tout refroidissement de la vapeur dans l'intérieur du cylindre.

Bien que la condensation de la vapeur dans le cylindre-enveloppe n'ait pas d'aussi grands inconvénients que celle qui pourrait avoir lieu dans le cylindre intérieur, elle occasionne cependant toujours une augmentation dans la consommation du combustible. Aussi a-t-on cherché à l'empêcher autant que possible, en entourant le cylindre de substances non conductrices. L'enveloppe dont il est revêtu se compose :

1° De cordes de chanvre enroulées en spirale, et dont tous les tours sont bien serrés les uns contre les autres ;

2° D'une couche de plâtre d'une épaisseur d'environ 5 centimètres ;

3° Enfin d'un dernier revêtement en planches : entre ces planches et la couche de plâtre on a laissé un intervalle de 7 à 8 centimètres qui a été rempli de charbon de bois pilé et tassé avec le plus grand soin.

Les tuyaux qui conduisent la vapeur des chaudières au cylindre sont également revêtus de cette triple enveloppe, qui remplit parfaitement son objet. La température, dans la chambre de la machine, n'est presque pas plus élevée que dans un appartement habité, et le peu de chaleur que l'on y sent encore ne paraît provenir que du tuyau

qui conduit la vapeur au-dessous du piston et au condenseur. Ce tuyau reste découvert, car il n'y a aucun inconvénient à ce que la vapeur commence à s'y condenser.

Le perfectionnement le plus important que présente la construction de la machine du Rocher-Bleu est celui que l'on remarquera dans la disposition de la pompe à air, dont tous les détails sont figurés sur la *Planche II*. Le piston creux, dont les garnitures se détériorent si rapidement dans les pompes à air des machines à haute pression, a été remplacé dans celle-ci par un piston plein semblable à ceux que l'on emploie sous le nom de *plongeurs* (*plungers*), dans les pompes foulantes des mines du Cornwall. Le piston plongeur de la pompe à air consiste simplement en un cylindre creux en fonte, tourné à l'extérieur et fermé à ses extrémités par deux plateaux en fonte. Au plateau supérieur sont attachées deux tiges (voir la *Planche I*), dont l'une est liée au balancier et donne le mouvement au piston, tandis que l'autre sert à guider ce mouvement et à le maintenir dans une direction verticale.

Le piston traverse, à la partie supérieure du corps de pompe, une boîte à cuir HH, que l'on peut serrer au moyen de boulons sans suspendre le mouvement de la machine. Ce n'est que dans le cas où il faut changer la garniture de cette boîte que l'on est obligé d'arrêter la machine pendant quelques instants; mais, dans ce cas même, on n'a pas besoin d'enlever le piston de la pompe à air. La réparation se fait donc encore beaucoup plus facilement et plus promptement que dans les pompes du système ordinaire.

Les soupapes S, S', qui se trouvent, par suite

de cette disposition, dans une boîte placée entre le condenseur et la pompe à air, peuvent aussi être facilement changées sans qu'il soit nécessaire d'enlever le piston.

Lorsque la machine fonctionne, la pompe à air et la boîte des soupapes sont entièrement plongées dans une bâche remplie d'eau : tous les joints de cet appareil sont par conséquent complétement imperméables à l'air.

La facilité avec laquelle on peut serrer et changer la garniture de la boîte que traverse le piston permet de penser *à priori* que ce système de pompes à air doit toujours donner de meilleurs résultats que celui des pompes à piston creux. J'aurais désiré cependant constater, par des expériences précises, la manière dont le vide était effectué par la pompe de la machine du Rocher-Bleu; mais j'en ai été empêché jusqu'à présent par l'absence de manomètre sur le condenseur. Il est d'autant plus regrettable que ces essais n'aient pu avoir lieu, que, d'après M. Philip Taylor, cette machine offrirait le premier exemple de l'emploi, en Angleterre, des pompes à air à piston plein, et que ce système n'aurait, par conséquent, pas encore reçu la sanction de l'expérience.

Toutefois, si, en l'absence de données plus exactes, on compare l'effet produit par cette pompe à celui des pompes à air de la machine des *consolidated mines*, on verra que les résultats obtenus par la première peuvent être considérés comme très-satisfaisants. En effet, la machine du Cornwall a 80 pouces anglais de diamètre et 11 pieds de course; le diamètre de celle du Rocher-Bleu est de 60 pouces et la course de

10 pieds : cette dernière dépense donc, pour chaque coup de piston, un peu plus de la moitié de la quantité de vapeur qui serait consommée par l'autre. Or, le vide y est fait par une seule pompe dont le piston n'a que 20 pouces de diamètre, ou 312 pouces carrés de section ; tandis que la machine du Cornwall emploie deux pompes dont les pistons ont chacun 27 pouces de diamètre, ou 568 pouces carrés de section, la longueur de la course des pistons et la température de la vapeur étant à très-peu près les mêmes dans l'une et dans l'autre.

La disposition des chaudières et des fourneaux présente aussi quelque différence avec celle qui avait été adoptée aux *consolidated mines*. Les chaudières, qui sont au nombre de trois, sont en tôle, cylindriques et terminées par des calottes hémisphériques. La longueur totale de chacune d'elles est de $9^{m},70$, et le diamètre de $1^{m},70$; l'épaisseur de la tôle est de 9 millimètres.

Le foyer est extérieur, et placé à la partie antérieure de la chaudière (voir la *Planche II*). Il paraît que l'on a maintenant tout à fait renoncé, dans le Cornwall, à l'emploi des foyers intérieurs, qui sont d'un entretien très-difficile, se dégradent rapidement, et n'offrent pas d'ailleurs, sous le rapport de l'économie du combustible, tous les avantages qu'on leur avait attribués (1). Des motifs analogues ont fait supprimer les bouilleurs. Enfin l'expérience a également prouvé que, toutes les fois que la longueur des

---

(1) Les chaudières à foyer intérieur offrent d'ailleurs beaucoup plus de dangers d'explosion que les chaudières cylindriques terminées par des calottes hémisphériques. R.

chaudières dépassait 7 à 8 mètres, il n'était plus avantageux d'établir des carneaux pour faire circuler la flamme autour d'elles, cette disposition ne faisant que ralentir le tirage sans augmenter notablement la quantité de vapeur produite par un poids donné de combustible.

On peut douter cependant que ce dernier résultat soit parfaitement exact; et, s'il se trouve confirmé, comme on me l'a assuré, par de nombreuses expériences faites en Angleterre, il est permis de croire que cela tient à ce que, dans toutes ces expériences, on n'a fait circuler dans les carneaux que les gaz tels qu'ils sortent du fourneau, sans chercher à brûler les matières combustibles qu'ils peuvent encore contenir. Il est impossible, lorsque l'on considère la quantité de fumée qui s'échappe de la cheminée d'une machine à vapeur telle que celle du Rocher-Bleu, d'admettre que l'on a retiré du combustible employé tout l'effet utile qu'il pouvait produire. Les résultats auxquels on est parvenu dans ces dernières années, en brûlant les gaz qui se produisent dans divers fourneaux, et que l'on laissait perdre autrefois, permettent au contraire de penser que l'on obtiendrait des avantages semblables de l'emploi de procédés analogues dans le chauffage des chaudières à vapeur. Quelque extraordinaire que puisse donc paraître l'économie de charbon qui est réalisée par la machine du Rocher-Bleu, il me semble incontestable qu'elle doit être encore bien inférieure à celle que l'on pourra obtenir plus tard en brûlant plus complétement le combustible employé.

Les deux coupes du fourneau qui sont figurées sur la *Planche II* montrent que la disposition en est au moins très-convenable pour tirer tout le parti possible de la chaleur produite par le foyer. On voit en effet que la flamme, après avoir frappé directement la partie antérieure de la chaudière, se rend à la cheminée par un canal qui présente la forme d'un demi-cylindre, et enveloppe la moitié inférieure de la chaudière, ainsi que la plus grande partie de la calotte qui la termine à son extrémité voisine de la cheminée. La surface de chauffe est donc égale à la moitié au moins de la surface totale de la chaudière, c'est-à-dire à 26 mètres carrés environ.

La grille du foyer est formée de barreaux de fonte, qui ne sont distants les uns des autres que d'un centimètre. La nature du combustible rend nécessaire un aussi faible écartement des barreaux; le lignite se brisant facilement lorsqu'il commence à éprouver l'action de la chaleur, et ne collant pas du tout, on en perdrait une grande quantité si les intervalles des barreaux étaient plus larges. Aussi le rapport du vide au plein n'est-il, pour ces grilles, que de 1/4, tandis qu'il est quelquefois égal à 1 dans les foyers où l'on brûle des houilles grasses.

La longueur de chaque foyer est de $1^m,90$, la largeur de $0^m,92$. A l'extrémité de chacun des canaux que parcourt la flamme pour passer sous les chaudières se trouve un registre pour régler le tirage. Un autre registre est aussi placé au bas de la cheminée dans laquelle se rend la flamme des trois foyers. Cette cheminée a 20 mètres de hauteur; sa section intérieure est carrée: elle a inté-

rieurement 1 mètre de côté à la partie supérieure et 1m,50 au bas.

La cheminée est construite en briques, ainsi que tout le massif des fourneaux. Les chaudières, qui sont presque entièrement enveloppées par ce massif, sont en outre recouvertes d'une couche épaisse de charbon menu, afin d'éviter autant que possible toute perte de chaleur. Elles portent, à leur extrémité antérieure, deux robinets au moyen desquels on peut reconnaître si l'eau y est toujours au niveau convenable.

Les pompes que met en mouvement la machine du Rocher-Bleu sont divisées en trois colonnes. La pompe inférieure est une pompe élévatoire dont la hauteur totale est de 26 mètres. Les deux autres sont des pompes à plongeurs semblables à celles qui sont décrites dans une notice de M. John Taylor, traduite des *Annales des Mines* (3e série, tome I) : elles ont chacune 56 mètres de hauteur, depuis le déversoir jusqu'au fond de la bâche dans laquelle elles prennent l'eau (voir la *Planche III*). Cette division des pompes d'épuisement en plusieurs colonnes offre l'avantage de permettre l'emploi de tuyaux moins forts; mais elle a l'inconvénient d'augmenter la hauteur totale à laquelle il faut élever l'eau. Au Rocher-Bleu, cette augmentation est de près de 8 mètres; car la hauteur du déversoir supérieur au-dessus du fond du puisard n'est que de 130m,20.

Les pistons pleins des pompes foulantes ont 0m,458 de diamètre; celui de la pompe élévatoire a 0m,465 : les clapets de ce dernier sont en cuir très-épais, et garnis d'armatures en cuivre sur leurs deux faces.

Toutes les soupapes dormantes sont également des soupapes à clapets construites de la même manière. Afin que le mouvement de l'eau ne soit pas ralenti par ces soupapes, on a donné un assez grand diamètre aux boîtes des clapets; elles ont intérieurement $0^m,52$.

La course des pistons, qui est les 9/10 de celle du piston de la machine, les deux bras du balancier étant inégaux, est de $2^m,745$.

Le principal avantage que présente l'emploi des pompes à plongeurs pour l'épuisement des mines consiste dans la facilité avec laquelle on peut entretenir constamment les garnitures en bon état. Il suffit en effet, pour cela, de serrer les boîtes que traversent les pistons à la partie supérieure des corps de pompe, ce qui peut se faire sans enlever le piston, et même sans arrêter le mouvement de la machine. Il paraît donc naturel d'admettre que les pertes d'eau doivent être moindres dans ces pompes que dans les pompes élévatoires. Cependant on n'aurait certainement pas pu supposer d'avance que cette diminution de perte irait jusqu'à rendre le produit réel sensiblement égal au produit théorique, comme cela a été constaté par des essais faits sur les pompes du Rocher-Bleu.

A l'époque où les premiers essais de cette machine eurent lieu (en juin 1841), elle fonctionnait depuis un mois environ, et les garnitures n'avaient pas été renouvelées depuis sa mise en activité : elles avaient seulement été serrées avec soin avant l'expérience. Les eaux devaient être reçues dans un bassin en maçonnerie que l'on avait construit pour cet objet, et dont on

connaissait la capacité; mais, les parois n'ayant pu résister à la pression, et s'étant écroulées, on fut obligé de recourir à d'autres moyens, et d'employer, pour recevoir l'eau élevée par chaque coup de piston, des vases jaugés avec toute l'exactitude possible. Ces vases étaient placés sur de petits chariots, de sorte que l'on pouvait facilement les amener sous le déversoir, y recevoir la totalité de l'eau élevée par un coup de piston, et les retirer avant l'oscillation suivante de la machine.

La moyenne de plusieurs expériences faites de cette manière, et dont les résultats ne diffèrent pas notablement entre eux, est de 0m.c.,450. Or, le produit théorique de chaque coup de piston, calculé d'après le diamètre et la course des plongeurs, est de 0m.c.,452. La différence entre ces deux chiffres dépasse à peine la limite des erreurs dont sont susceptibles les observations de ce genre.

Plus tard, au mois de septembre 1841, le bassin ayant été reconstruit, j'en profitai pour jauger de nouveau le produit des pompes. Mais, à cette époque, les eaux intérieures étant peu abondantes, on avait négligé depuis quelque temps de serrer les garnitures : les pompes se trouvaient, par conséquent, dans des conditions défavorables. Néanmoins le produit fut encore trouvé de 0m.c.,445, c'est-à-dire que la perte n'était que 1/65 environ du produit théorique.

Si l'on traduit en mesures anglaises les résultats des essais consignés dans le tableau page 534 du tome XX, pour les comparer à ceux qui sont cités dans la notice de M. Taylor, insérée dans les *Annales des mines* (3e série, tome II), on trouve pour la moyenne des expériences 4, 5,

6 et 7..... 58 millions de livres, élevées à 1 pied par boisseau de houille;

Moyenne des expériences 5, 6 et 7. 62 millions;

Expérience n° 6. . . . . 73 millions.

Bien que la consommation de combustible ait toujours été inférieure à celle qu'avait annoncée M. Taylor, tant dans les essais faits avec la houille, que dans ceux où l'on a brûlé du lignite, elle n'a cependant pas été exactement proportionnelle à l'effet produit. On ne devait pas s'attendre, en effet, à ce que cette condition fût rigoureusement remplie; mais ce qui pourra paraître plus extraordinaire, c'est que le minimum de consommation, relativement à l'effet produit, ne correspond pas à la vitesse de huit coups par minute, mais bien à la vitesse moyenne de quatre coups; c'est-à-dire qu'en marchant à quatre coups par minute, soit à la houille, soit au lignite, on n'a pas consommé la moitié du combustible employé pour marcher à huit coups.

Ce résultat assez singulier provient de ce qu'en raison du peu de profondeur du puits, on n'a pas donné à la maîtresse tige une section aussi considérable que dans les mines du Cornwall, où l'on est souvent obligé de l'équilibrer par des contre-poids. Au Rocher-Bleu, au contraire, le poids des tiges n'était pas suffisant pour refouler l'eau dans les tuyaux d'ascension avec la vitesse qu'aurait exigée une marche de huit coups par minute. On était donc obligé, lorsque la machine devait donner huit coups, de relever les tiges plus rapidement, ce qu'on ne pouvait faire qu'en diminuant l'amplitude de la détente, et en augmentant, par conséquent, la dépense de vapeur.

Le poids total de la maîtresse tige, des tiges de chaque pompe et des pistons, calculé aussi exactement que possible, d'après les dimensions de ces diverses pièces et la densité des bois et des métaux qui entrent dans leur construction, a été trouvé égal à 19.430 kil. Le poids des colonnes d'eau refoulées dans les tuyaux des deux pompes à plongeurs est de 17.870 kil. Il n'y a donc qu'un excès de poids de 1.560 kil. pour vaincre le frottement de l'eau dans les tuyaux, les résistances passives de la machine, et pour soulever le piston suspendu à un bras du balancier plus long, dans le rapport de 10 à 9, que celui auquel est attachée la maîtresse tige (1).

Quelque faible que soit cet excès de poids, il n'est pas cependant de beaucoup inférieur à celui qui est nécessaire pour imprimer aux tiges la vitesse convenable. Car, en adaptant à la maîtresse tige des plaques de fonte dont le poids n'est que de 750 kil., ce qui porte l'excès total de poids à 2.310 kil., on a pu faire marcher la machine à huit et même à dix coups par minute, sans être obligé d'augmenter la fraction de la course pendant laquelle la vapeur est introduite dans le cylindre.

On pourrait, il est vrai, supposer que le poids des tiges a été évalué à un chiffre trop faible, par suite de quelque erreur commise dans l'appréciation des éléments d'après lesquels le calcul a été fait. Mais il est facile de démontrer que

(1) Le poids du piston de la pompe à air doit être au moins suffisant pour refouler la colonne d'eau contenue dans le cylindre de cette pompe.

cette erreur ne saurait être considérable, et que, si le poids des tiges était notablement plus élevé que je l'ai ne indiqué, il serait impossible que la machine fonctionnât en n'admettant la vapeur que pendant 1/6 de la course du piston.

On sait, en effet, que dans une machine de ce genre, le travail moteur développé par la pression de la vapeur pendant la course descendante du piston peut être représenté par l'expression :

$$\mathrm{AL}\left\{\frac{1}{n}p(1+l.n)-p'\right\}^{k\times m},$$

dans laquelle A est la surface du piston en mètres carrés, L la longueur de la course, p la pression, sur un mètre carré, de la vapeur introduite dans le cylindre, p' la pression du condenseur sur la même surface, $\frac{1}{n}$ la fraction de la course pendant laquelle la vapeur est admise, et $l.n$ un logarithme népérien.

Pour la machine du Rocher-Bleu on a : $A = 1^{m.c.},8139$; $L = 3^{m},05$: la vapeur étant employée à trois atmosphères, $p = 30.990$ kil. Quant à la pression du condenseur, elle n'a pu, comme je l'ai déjà dit, être mesurée directement; mais il est probable qu'elle ne dépasse pas celle qui a été constatée à la machine des *consolidated mines*, et que l'on peut par conséquent admettre aussi $p' = 689$ kil.

En introduisant ces nombres dans l'expression ci-dessus, on trouvera que, si la vapeur est admise pendant 1/4 de la course, d'où $n = 4$, la quantité entre parenthèse, qui représente la pression moyenne sur un mètre carré de la surface

du piston, deviendra égale à 17,798 kil. (soit 25,75 livres *avoir-du-poids* par pouce carré anglais) ; et le travail moteur développé pendant la course du piston sera égal à 98.463 k.m..

Le travail résistant dû au mouvement des pompes, et calculé d'après la course des pistons, qui est de 2m,745, le poids des tiges et des pistons, et celui des colonnes d'eau aspirées et soulevées pendant la course ascendante des tiges, sera égal, abstraction faite des frottements, à 72.042k.m. (1); et la différence entre le travail moteur et cette partie du travail résistant sera de 26.421k.m., soit plus de 1/4 du travail moteur.

Mais si l'on suppose que la vapeur n'est admise que pendant 1/6 de la course, comme cela se fait lorsqu'on n'a pas besoin d'une grande vitesse, on obtiendra :

Pour la pression sur un mètre carré de la surface du piston. . . 13.720 kil. (soit 19 liv.,90 par pouce carré);

Et pour le travail moteur développé pendant la course du piston.	75.905k.m.
Le travail résistant dû au mouvement des pompes étant toujours égal à	72.042
La différence ne sera plus que. .	3.863k.m;

ou environ 1/20 du travail moteur.

Or, ce faible excès du travail moteur sur le travail résistant des pompes doit représenter la partie du travail résistant qui provient du

(1) La maîtresse tige étant chargée de 750 kil. de fonte.

mouvement de la pompe à air et de la pompe alimentaire, ainsi que du frottement de l'eau dans les tuyaux et des autres résistances passives de la machine. Si l'on voulait supposer que le chiffre donné pour le poids des tiges est trop faible, il faudrait donc admettre aussi que le travail résistant dû à ces diverses causes est inférieur à 1/20 du travail moteur développé par la pression de la vapeur; ce qui n'est pas probable.

Il devrait plutôt paraître étonnant que cette partie du travail résistant fût représentée par un chiffre aussi peu élevé. Mais on peut remarquer que ce chiffre doit en effet être un peu inférieur à la valeur réelle de ce travail; car, d'un côté, il arrive quelquefois qu'on laisse la pression de la vapeur s'élever un peu au-dessus de trois atmosphères; et, de l'autre, on n'a tenu compte, dans le calcul du travail moteur, que de la pression de la vapeur, et l'on a négligé le poids du piston de sa tige et des poutrelles AA', PP', ainsi que la différence de poids entre les deux bras du balancier.

On voit, d'après ce qui précède, que le poids des tiges des pompes n'est supérieur que d'une très-petite quantité à celui qui serait rigoureusement nécessaire pour produire le refoulement de l'eau dans les tuyaux d'ascension, et qu'en outre on ne pourrait augmenter ce poids dans une proportion un peu considérable sans être obligé d'employer, pour soulever les tiges, la presque totalité du travail moteur que développe la pression de la vapeur. Les résistances passives de la machine doivent donc être extrêmement faibles, pour qu'elle puisse fonc-

tionner, comme elle le fait, en n'admettant la vapeur que pendant 1/6 de la course du piston.

Le peu d'abondance des eaux ne permit pas, au mois de juin, de faire des essais pour déterminer la consommation de combustible qui correspondrait à une vitesse de dix coups par minute : les résultats de ces essais n'auraient pas d'ailleurs été comparables à ceux que l'on avait obtenus pour des vitesses inférieures, puisqu'en raison du défaut de poids des tiges, on était obligé de diminuer l'amplitude de la détente, même pour marcher à huit coups. Mais un accident arrivé plus tard, et après que le poids des tiges eut été augmenté, permit d'évaluer cette consommation d'une manière plus exacte. Au mois de décembre, à la suite de pluies très-abondantes qui durèrent plusieurs jours, les eaux pénétrèrent dans les chantiers du Rocher-Bleu, par une galerie qui communiquait avec les anciens travaux et que l'on avait jusqu'alors négligé de fermer ; et la quantité en fut tellement considérable que, pour assécher l'exploitation, on fut obligé de faire marcher la machine pendant trois jours avec une vitesse constante de neuf et demi à dix coups par minute. D'après les renseignements qui me furent fournis à cette époque par M. Grand, directeur des mines du Rocher-Bleu, la consommation du combustible, qui était du lignite de qualité moyenne, fut, pendant ce temps, de 65 à 75 quintaux métriques par vingt-quatre heures. En admettant le maximum, c'est-à-dire une consommation de 75 quintaux, pour une vitesse de dix coups, ou un produit de 4m.c.,50 par minute, on trouvera

que l'effet utile a été de 110.592$^{k.m.}$ par kilogramme de lignite, et la consommation par heure et par force réelle de cheval, de 2^{k},44, résultats qui diffèrent très-peu de la moyenne des premières expériences.

Tous les essais auxquels a été soumise la machine du Rocher-Bleu ont été faits avec des charbons de bonne qualité, tels que ceux dont on se sert ordinairement pour le chauffage des machines à vapeur. Mais il n'est pas nécessaire en général d'employer de semblables combustibles pour le chauffage des machines de ce genre, dont les fourneaux peuvent au contraire, le plus souvent, être alimentés avec des charbons de qualité très-inférieure. C'est encore là un avantage d'une grande importance, surtout lorsque ces machines seront appliquées à l'épuisement de mines de charbon, dont on pourra ainsi utiliser les menus les plus impurs. Ainsi, au Rocher-Bleu, on n'emploie de bon lignite que lorsqu'on a besoin de presque toute la force de la machine. Mais, pour marcher à des vitesses moyennes de cinq ou six coups par minute, on ne brûle dans les foyers que le combustible connu dans le pays sous le nom de *terreuse*, et qui consiste en un mélange de débris très-menus de lignite et d'argile. Ces *terreuses*, que l'on est obligé d'extraire de la mine, parce qu'elles s'échauffent et s'enflamment, n'ont le plus souvent aucune valeur, et forment, autour des puits, des tas qui brûlent à l'air avec une odeur extrêmement désagréable. Souvent même, dans les exploitations où l'extraction se fait encore à dos d'homme, on est forcé, pour diminuer les frais, d'en laisser une grande partie dans la mine, où elles donnent

quelquefois lieu à des incendies souterrains.

Quelque mauvais que soit un semblable combustible, la consommation n'en est cependant pas très-considérable. D'après M. Grand, on ne brûlerait, en marchant régulièrement à deux coups par minute, que 28 quintaux métriques de *terreuses* par vingt-quatre heures. On obtiendrait donc encore un effet utile de 60.000$^{k.m.}$ par kilogramme de *terreuse*, et la consommation ne serait que de $4^{k},50$ par heure et par force réelle de cheval. C'est la quantité de *houille* que consomment encore en France beaucoup de machines à double effet.

Je terminerai cette notice en faisant remarquer que les résultats des expériences faites sur la machine du Rocher-Bleu doivent non-seulement déterminer les constructeurs à adopter ce système pour la construction des machines d'épuisement, mais encore être pour eux un puissant motif pour chercher à obtenir aussi une réduction dans la consommation des machines à double effet. La consommation de ces machines est en effet tellement élevée en général que, dans les cas où elles doivent être employées, parce que l'on a besoin d'un mouvement continu et que le peu d'abondance des eaux ou le défaut de chute ne permettent pas l'établissement de roues hydrauliques, il pourrait quelquefois être plus avantageux, du moins sous le rapport de l'économie du combustible, de les remplacer par des machines à simple effet et à cataracte, qui élèveraient l'eau pour la laisser retomber sur des roues. On sait en effet que des roues hydrauliques bien construites peuvent rendre, en travail disponible, jusqu'aux 0,70 du travail moteur dû au volume d'eau dépensé et

à la hauteur de la chute. Or, la consommation de la machine du Rocher-Bleu n'étant, d'après la moyenne des expériences 5, 6 et 7, que de 1k,46 de houille par heure et par force de cheval, l'appareil moteur, composé d'une semblable machine et d'une roue hydraulique, ne consommerait, par conséquent, que 2k,10 de houille par heure et par force réelle de cheval. Je ne crois pas qu'il existe en France beaucoup de machines à double effet dont la consommation soit aussi faible.

Je ne voudrais pas cependant que l'on pût conclure de cette observation que l'emploi d'un semblable appareil me paraît devoir être conseillé. J'ai voulu seulement, en signalant un fait aussi contraire en apparence aux règles de la mécanique, faire voir que l'on pouvait raisonnablement avoir l'espoir d'obtenir une réduction notable dans la consommation des machines à double effet. Des perfectionnements de divers genres seront sans doute nécessaires pour arriver à ce résultat; mais je crois que, dès à présent, on pourrait indiquer, comme devant être très-avantageuse sous ce rapport, l'application aux machines à vapeur de toute espèce, des précautions employées dans celles du Cornwall et du Rocher-Bleu pour empêcher tout refroidissement dans le cylindre et dans les tuyaux qui amènent la vapeur.

NOTE

Sur la fabrication du cadmium dans la Haute-Silésie.

(Extrait du Journal de voyage de M. Achille DELESSE, Élève-Ingénieur des mines.)

Depuis quelque temps le cadmium a été fabriqué pour les besoins des laboratoires et de la peinture dans les grandes usines à zinc de la Haute-Silésie : le procédé qui a été suivi pour obtenir ce métal est fort simple ; il s'exécute complétement par voie sèche, et consiste en une série de distillations qui se font toujours dans des moufles.

Le cadmium se réduit en vapeur à une température un peu supérieure à celle de l'ébullition du mercure, tandis que le zinc entre seulement alors en fusion et ne distille guère qu'à la chaleur blanche : cette *différence entre les points de volatilisation des deux métaux est le principe* sur lequel on se fonde pour séparer le cadmium d'avec le zinc ; voici du reste, d'après les renseignements que j'ai pris auprès d'un contremaître habile, de quelle manière on exécute à peu près l'opération.

On sait que le cadmium accompagne la calamine qui forme le minerai de zinc de la Silésie; dans le traitement silésien, le cadmium est facilement réduit par le coke, et comme il est très-volatil, il se dégage dès le commencement de la distillation : la température qu'il a lorsqu'il arrive à l'extrémité du bec de l'allonge est celle

de liquéfaction du zinc ou de 360° à laquelle il est encore très-volatil; par conséquent le zinc ne devra retenir que peu ou point de cadmium : il résulte, en effet, d'analyses faites par M. Berthier, qu'il en renferme au plus 0,002. Quant au cadmium, rencontrant l'air atmosphérique à sa sortie de l'allonge, il va s'oxyder et donner un oxyde brun jaunâtre qui sera mêlé à l'oxyde blanc de zinc, lequel se forme toujours dans le travail des moufles, surtout au commencement de l'opération : l'expérience a appris que cet oxyde de cadmium se forme pendant les 4 premières heures de la distillation.

Recherche de l'oxyde de cadmium.

D'après cela, quand on voudra fabriquer le cadmium dans une usine, on recueillera aux diverses moufles en activité l'oxyde qui pendant les 4 premières heures de l'opération se dépose dans la case où débouche le bec de l'allonge, et on choisira de préférence les portions qui sont brun jaunâtre, parce qu'elles sont riches en oxyde de cadmium : toutefois, ce mélange des deux oxydes ne peut pas encore être traité immédiatement; il est nécessaire de lui faire subir une préparation préliminaire qui l'enrichisse en cadmium.

Préparation pour enrichir en cadmium le mélange des deux oxydes qui a été recueilli.

Cette préparation consiste en une distillation à laquelle on soumet le mélange : pour cela, on se sert de moufles ayant les dimensions de celles qui sont employées dans le travail du zinc; seulement, il faut faire en sorte qu'il se dégage le moins de zinc possible, et par conséquent il est nécessaire que la température à laquelle la moufle sera chauffée soit moindre; pour cette raison, on a soin de la placer dans les fours qui se trouvent au milieu ou à l'extrémité du fourneau silé-

sien et qui servent au grillage de la calamine; on les met ordinairement dans le four α et suivant sa longueur, c'est-à-dire parallèlement aux autres mouffles : quelquefois aussi on les met perpendiculairement, c'est-à-dire dans le sens de la largeur, et sur la partie antérieure, celle par laquelle on fait le chargement, on enlève quelques briques à la cloison du four, de manière à laisser libre l'ouverture de chargement de la mouffle. Généralement on met deux mouffles dans un pareil four, et elles sont placées dans le sens de la longueur, comme l'indique la *fig.* 1, *Pl. VI.* Il est très-important de pouvoir modérer et régler à volonté la chaleur dans l'intérieur du four; or, c'est ce qu'on pourra faire en rétrécissant le canal β ou en fermant plus ou moins par une brique l'ouverture γ de la cheminée qui sert à appeler les flammes. Néanmoins on ne pourra empêcher que beaucoup de zinc ne se volatilise, et alors il faut tâcher que sa séparation d'avec le cadmium, par l'oxydation de ce dernier, ait lieu plus complétement que précédemment : on atteindra ce but en faisant arriver le mélange des vapeurs de zinc et de cadmium dans une allonge en tôle très-fine ε, qui est conique et légèrement inclinée; les dimensions de cette allonge sont données par le croquis, *fig.* 2. Quelle que soit la position de la mouffle dans le four de grillage, l'allonge en sort toujours complétement, et comme elle est en tôle, elle est très-facilement rafraîchie par le contact de l'air : on conçoit alors que quand les vapeurs de zinc et de cadmium y arrivent, le zinc, refroidi, se condense et se prend en gouttelettes qui adhèrent à sa partie supérieure; tandis que le cadmium, qui est encore volatil, s'oxyde et se

dépose sous forme d'une poudre brunâtre qui se réunit à la partie inférieure de l'allonge. Comme le cadmium est très-volatil, il faut faire en sorte qu'il ne puisse être entraîné à l'état de vapeur; à cet effet, on adapte à l'extrémité de l'allonge de tôle un bouchon en bois, dans l'axe duquel on a seulement percé une petite ouverture pour permettre aux gaz de sortir.

Telle est la disposition de l'appareil employé pour enrichir l'oxyde qu'on doit traiter comme minerai de cadmium : quant à la conduite même de l'opération, elle est très-simple : après avoir recueilli, aux diverses moufles en activité dans l'usine l'oxyde blanc jaunâtre qui se forme pendant les 4 premières heures de la distillation, on le mêle avec des *zinders* ou escarbilles de coke, dans la même proportion que pour réduire la calamine grillée, c'est-à-dire environ $0^q,33^m$ zinders pour 1 quintal d'oxyde mélangé. Le chargement s'opère comme à l'ordinaire par la porte ∂ de la moufle, au moyen d'une cuiller en tôle; après quoi on ferme cette porte par une plaque de terre cuite garnie d'argile, et on laisse la distillation s'opérer en veillant seulement à ce que la température ne soit pas trop élevée et ne dépasse pas le rouge; au bout de 12 heures on met une nouvelle charge, et comme la réduction de ce qui reste dans l'intérieur de la moufle peut n'être pas complète, on le laisse et on ne vide cette moufle qu'après le troisième chargement. On a d'ailleurs soin, à mesure que cela est nécessaire, de faire tomber l'oxyde de cadmium qui se dépose à la partie inférieure de l'allonge et de détacher les gouttelettes de zinc collées à la partie supérieure.

On conçoit, d'après la nature du procédé qui est suivi, que l'oxyde de cadmium pourra bien ne pas être parfaitement pur et devra même être mélangé d'oxyde de zinc; il y en aura d'autant moins que l'opération sera mieux conduite.

Je passe maintenant à la dernière partie du travail, celle dans laquelle on réduit, au moyen du charbon, l'oxyde de cadmium obtenu précédemment.

Distillation du cadmium.

L'opération s'exécute dans une petite cornue cylindrique en fonte, ayant la forme et les dimensions qui sont données par le croquis, *fig.* 3 et 4; elle est munie d'une allonge en tôle ayant les mêmes dimensions que celles des moufles du travail précédent; et l'extrémité de cette allonge est aussi fermée par un bouchon en bois, percé d'un trou suivant son axe.

La cornue est placée au-dessus du four de grillage et dans la cheminée qui sert à appeler les flammes du foyer dans ce four : le croquis montre bien comment elle y est placée; on voit qu'elle sera en partie enveloppée par la flamme qui s'élève toujours de quelques centimètres au-dessus de la cheminée, mais comme cette flamme est très-peu vive, la température à laquelle la cornue sera chauffée ne dépassera guère la chaleur rouge : quant à l'allonge, elle sort complétement de la maçonnerie de la cheminée, et par conséquent, comme elle est en tôle, elle est assez refroidie par l'air extérieur pour que le cadmium se condense.

L'opération se conduit du reste sans difficulté : on prend du charbon de bois bien pur, on le pulvérise, on le fait dessécher bien complétement et on le mêle ensuite avec l'oxyde de cadmium.

En une fois on introduit dans la cornue environ quatre poignées bien pleines du mélange, et une opération dure 12 heures; ce n'est qu'au bout de 36 heures ou de trois chargements qu'on enlève le résidu.

Refonte.

Avec 4 mouffles, livrant de l'oxyde de cadmium à la cornue en fonte, on obtient de cette manière $0^k,70$ à $0^k,75$ de cadmium par semaine; il se condense dans l'allonge en tôle, mais il est nécessaire de lui faire subir une *refonte* à la suite de laquelle on le coule dans le sable en petites barres cylindriques. Ce cadmium se vend au profit du maître fondeur qui a dirigé l'opération, et il se paye quelquefois jusqu'à 30 fr. le kilogramme.

De l'influence du cadmium sur les propriétés du zinc.

Dans ces derniers temps, l'administration des mines de Prusse a ordonné de faire en grand des expériences à Rybnick, ayant pour but de rechercher si le cadmium nuisait aux propriétés du zinc et le rendait difficile à laminer : il paraît résulter de ces expériences que tant que le zinc n'en renferme pas 1 ou même 2 pour 100, ses propriétés ne sont pas notablement altérées; mais à partir de cette limite il devient très-cassant : on a reconnu également que tant qu'il y a moins de 0,005 de plomb, le laminage du zinc s'opère encore avec assez de facilité.

D'après M. Berthier, les analyses des zincs du commerce, de qualité médiocre ou inférieure, ont donné les résultats suivants (Voie sèche, t. I, p. 587) :

	Iserlohne.	Silésie.	Chine.
Fer.	0,0035	0,0028	0,0150
Plomb. . . .	0,0030	0,0047	0,0080
Plombagine. .	»	0,0004	trace.
Cadmium. . .	»	au plus 0,002	»

On voit, d'après ces analyses, que, comme les quantités de cadmium et de plomb que le zinc de Silésie renferme sont inférieures à celles qu'il peut admettre sans que ses propriétés soient altérées, ce n'est pas à la présence de ces métaux qu'on doit attribuer son infériorité, mais bien plutôt à la présence du fer et de la plombagine.

C'est aussi le fer qui rend dur le zinc d'Iserlohn; quant au zinc de Chine, qui est de mauvaise qualité, cela tient évidemment à ce qu'il est mêlé d'une grande quantité de fer, de plomb et aussi de plombagine.



EXTRAIT

D'un rapport fait à la Commission centrale des machines à vapeur, sur l'explosion d'une chaudière qui a eu lieu le 28 juillet 1841, dans l'établissement de M. Massenet, à la Terrasse, près Saint-Etienne (Loire).

Par M. COMBES, Ingénieur en chef des mines.

La Commission des machines à vapeur, après avoir pris connaissance, dans sa séance du 24 janvier dernier, d'un rapport de M. l'ingénieur des mines de l'arrondissement de Saint-Étienne, sur l'explosion survenue le 28 juillet 1841 dans les ateliers de M. Massenet et Cie, avait reconnu que ce rapport n'était pas suffisamment circonstancié, et qu'il n'était pas accompagné des plans nécessaires pour l'intelligence des faits. Elle avait en conséquence demandé que M. le sous-secrétaire d'État écrivît à M. le préfet de la Loire, pour lui demander communication de l'arrêté par lequel le sieur Massenet avait été autorisé à établir les appareils à vapeur existants dans son établissement, et à M. l'ingénieur en chef des mines, résidant à Saint-Étienne, pour l'inviter à faire rédiger un second rapport plus détaillé et auquel seraient joints un plan des localités et un dessin de la chaudière qui avait fait explosion.

Les pièces réclamées par la Commission lui ont été transmises. Le nouveau rapport de M. l'ingénieur des mines Mœvus est ainsi conçu :

Rapport de M. Mœvus sur l'explosion de l'une des chaudières employées dans la fabrique de faux et faucilles de la Terrasse.

La chaudière qui a donné lieu à l'accident du 28 juillet sort des ateliers de Serves frères, à Bérard, près Saint-Étienne. Elle est cylindrique et terminée par des fonds hémisphériques, sans bouilleurs; sa longueur totale est de 7^{m},80, son diamètre intérieur de 1^{m},09, et sa surface de chauffe de 13$^{m.c}$,77; la tôle dont elle est composée a 9 millimètres d'épaisseur.

Elle avait été essayée le 21 juin 1839, sous une pression de 9 atmosphères, c'est-à-dire comme devant fonctionner sous 3 atmosphères utiles, et avait bien résisté à cette épreuve. Elle portait 2 soupapes ayant 4 centimètres de diamètre, 2 rondelles fusibles, l'une à 155, l'autre à 165 degrés, et un flotteur; ces mesures de sûreté, jointes à l'épreuve de la pression triple, sont les seules auxquelles elle devait être soumise, tant d'après les règlements généraux sur les machines à vapeur, que d'après l'arrêté spécial du 7 décembre 1839, qui en autorise la mise en activité, en s'en référant aux prescriptions des ordonnances des 29 octobre 1823 et 7 mai 1828. L'obligation de la munir d'un manomètre, d'un tube indicateur ou de robinets indicateurs, n'avait point été imposée, et aucun appareil de cette espèce n'avait été établi.

Les conditions définies, quant au local, par l'art. 6 de l'ordonnance de 1823, étaient pleinement satisfaites. La chaudière se trouvait dans une cour, et séparée d'avec l'atelier des martinets, d'abord par un espace vide de 0^{m},85, non com-

pris la maçonnerie du fourneau, par le mur en briques de la chambre des machines de $0^m,50$ d'épaisseur, par cette chambre elle-même, et enfin, par un autre mur également en briques et de $0^m,50$.

A côté d'elle et sur le même massif de maçonnerie, sont placées 3 autres chaudières en tout semblables par leur construction et leurs dimensions (*fig.* 2, *Pl. IV*). Ces 4 chaudières fonctionnent deux à deux ; rarement, et seulement dans des circonstances exceptionnelles, elles sont en feu toutes les quatre ensemble. Les deux plus rapprochées de la chambre des machines *a*, *b* sont liées entre elles par un tuyau conducteur de la vapeur AB (*fig.* 5, 6 *et* 7), et par un autre tuyau CD conducteur de l'eau d'alimentation ; des robinets R peuvent, lorsqu'il en est besoin, interrompre la communication du tuyau AB avec l'une ou avec l'autre ; le tuyau CD s'embranche sur chacune d'elles avec un autre tuyau de même diamètre, qui descend verticalement jusqu'à 6 centimètres de son fond, et est aussi muni à sa partie supérieure d'un robinet *r*. Des dispositions entièrement analogues règnent pour les chaudières *c* et *d*.

En face de ce massif, il en existe un autre portant également quatre chaudières, semblables par leur construction aux précédentes, et n'en différant que peu sous le rapport des dimensions (*fig.* 1).

Les 4 conducteurs, tels que AB, aboutissent à un tuyau principal T, qui règne le long du mur de la chambre des machines, et duquel partent enfin ceux qui mènent la vapeur dans les cylindres. Les conducteurs de l'eau aboutissent de même à un conduit principal *t* (*fig.* 7).

Les machines qui donnent le mouvement aux martinets sont au nombre de cinq, dont 3 à cylindre vertical et 2 à cylindre horizontal; chacune d'elles est munie d'une pompe alimentaire. Plus récemment une sixième machine a été construite, elle met en jeu une soufflerie.

Les 2 chaudières du premier massif alimentent les 2 machines les plus au sud; les 4 chaudières du second massif alimentent les 4 autres machines. Un robinet placé en un point du tuyau principal T permet, au cas où l'une des séries de chaudières ne fournit pas assez de vapeur pour le travail qu'elle a à effectuer, de lui ajouter une partie de celle fournie par l'autre série; le tuyau *t* est de même muni d'un robinet vers son milieu. Toutefois, ces deux dernières innovations sont récentes : avant l'accident, il n'existait point de communication entre les chaudières des deux massifs.

Dans le courant du mois de juin 1841, sur la remarque que la fermeture du trou d'homme de la chaudière *a* donnait constamment lieu à des fuites, on crut nécessaire de changer cette partie. Primitivement cette fermeture se faisait, suivant la manière généralement usitée, à l'aide d'un couvercle plat en fonte, boulonné sur le rebord d'une pièce annulaire également en fonte, assujettie sur la chaudière par un rebord inférieur. La fermeture employée en remplacement de la précédente consiste en un couvercle courbé suivant le rayon du cylindre, placé intérieurement à celui-ci, et appuyé contre les bords du trou d'homme à l'aide de deux boulons fixés par une extrémité au-dessous du couvercle et portant à l'autre extrémité un pas de vis, par lequel on

serre ce dernier, en prenant pour points d'appui 2 traverses en fonte reposant sur la partie fixe de la chaudière. Pour faire cette modification, il fallut remplacer la feuille de tôle dans laquelle était percé le trou d'homme : la nouvelle feuille que l'on posa avait la même épaisseur de 9 millimètres, une longueur de $1^m,20$ sur une largeur de $0^m,60$, et pesait 63 kil. Elle était placée en long, sa plus grande dimension étant parallèle à l'axe du cylindre, tandis que les autres sont transversales; les rivets qui l'attachaient étaient espacés, comme ailleurs, de $0^m,10$. Ces dispositions sont représentées par la *fig.* 8, qui est le développement de la chaudière coupée suivant la génératrice située au point le plus bas.

Le 28 juillet, entre 8 et 9 heures du matin, pendant le déjeuner des ouvriers, on réparait le joint A du tuyau AB (*fig.* 5). Deux chauffeurs étaient occupés à ce travail, ils avaient dû naturellement fermer le robinet R, par lequel la vapeur arrive de la chaudière dans ledit tuyau; de plus, pour ne pas être gênés par celle qui s'échappait ou pouvait s'échapper de la soupape *x*, ils avaient reculé le poids de cette soupape jusqu'à l'extrémité de son levier, de manière à la surcharger assez fortement. La soupape *z* était restée dans son état habituel, au moins d'après leur déclaration, c'est-à-dire que son poids ou sa charge était placée aux $^1/_3$ du levier; elle y représentait cependant encore une pression effective, qui dépassait de 2 atmosphères celle pour laquelle la chaudière avait été autorisée et éprouvée. Il résulte, du dire de ces deux ouvriers, que pendant tout le temps qu'a duré leur travail, la vapeur s'échappait avec force par cette dernière

soupape, mais qu'il n'en sortait point par la soupape x.

Vers 8 h. $^3/_4$, l'un des machinistes se mit à piquer et à aviver le feu de la chaudière, et c'est quelques minutes après que l'explosion eut lieu. La rupture paraît avoir commencé sur les lignes de rivets qui fixaient la feuille de tôle nouvellement placée, car celle-ci s'est déchirée presque exactement suivant ces lignes (*fig.* 8); en outre, elle a été partagée en deux morceaux *m* et *n*; l'un d'eux a été projeté en M (*fig.* 1), à 54^m de distance et enfoncé de 0^m,80 dans le sol; l'autre a été lancé dans une direction contraire, et a été retrouvé en N, à la distance de 95 , enfoncé dans le sol de 0^m,30; le premier pesait 40 kil., le second 19. Enfin, le couvercle du trou d'homme a été jeté en *s* sur le toit du bâtiment renfermant les bureaux et logements, où il est resté. Ces 3 fragments avaient conservé à peu près leur courbure primitive; aucun d'eux ne portait de traces qui pût faire présumer qu'il eût heurté quelque mur ou autres objets; et en effet, d'après la position qu'ils occupaient sur la chaudière, il est à présumer qu'ils ont dû être lancés dans des directions peu inclinées avec la verticale. Les deux premiers, qui n'ont été retrouvés que longtemps après l'explosion, présentent dans leur cassure tous les indices d'un mauvais fer : le métal est d'une texture cristalline à gros grains, les lamelles ont de $^1/_2$ à 1 millimètre de largeur. La portion *p* (*fig.* 8), détachée d'abord suivant la ligne des rivets de la nouvelle feuille, s'est déchirée irrégulièrement sur ses côtés, puis repliée autour d'une ligne inférieure parallèle à l'axe du cylindre, comme autour d'une charnière presque en-

tièrement droite, située vers le milieu de la hauteur des carneaux du foyer. Cette partie de l'ouverture avait une largeur variant de $1^m,05$ à $1^m,30$, et une hauteur moyenne de $0^m,70$. Ici la tôle a paru de bonne qualité; la texture granulaire y domine bien encore, mais les grains sont plus petits, plus réguliers. De l'examen de l'ensemble de la chaudière, nous avons conclu que celle-ci était généralement en bon état, que le métal n'était point corrodé par l'eau, ni sensiblement détérioré par l'usage.

Les dégâts que l'explosion a occasionnés dans les bâtiments paraissent être principalement l'effet de la détente de la vapeur. Celle-ci s'est exercée en partie suivant une ligne verticale passant par la feuille du trou d'homme; mais comme dans cette direction elle ne rencontrait pas d'obstacles, il en est résulté peu d'effets; seulement la cheminée a été légèrement dégradée par quelques briques qui ont été lancées contre elle. L'action de cette force, suivant la direction oblique, passant par le fragment *p* de la *fig.* 8, a soulevé la toiture sur une longueur moyenne de $6^m,60$, et en a jeté les débris dans l'atelier des martinets et jusque dans la cour d'entrée; quelques morceaux de chevrons ont même été trouvés sur la route, à une distance de 35^m de leur emplacement primitif; en même temps elle a démoli la partie antérieure de la maçonnerie du fourneau, sur toute la longueur de la chaudière, ainsi que les murs X et Y (*fig.* 3) de la chambre des machines, sur une longueur de 6^m et une hauteur de 2 à $2^m,80$; le mur Z s'est aussi écroulé sur une surface de 18^m carrés (*fig.* 4); mais il s'est renversé en dedans, il est tombé entraîné par la

chute des grosses poutres de la toiture, et non par l'impulsion de la vapeur. Les tiges des pistons, celles des pompes alimentaires et des parallélogrammes des machines 2 et 3 furent ployées; les poutres jumelles placées au-dessus, parallèlement à la longueur du bâtiment, pour porter les supports des balanciers, furent entièrement déviées de leur position, mais toutefois sans tomber; une grande étendue de la chambre des machines et de l'atelier des martinets était couverte d'eau et de dépôts limoneux de la chaudière; ces dépôts se remarquaient aussi sur la partie de la toiture non écroulée, dans la cour des chaudières, et jusqu'à la moitié de la hauteur de la cheminée. Les effets de la réaction, dans le sens opposé au précédent, n'ont pas été sensibles, car la maçonnerie du fourneau n'a été aucunement dégradée ni de ce côté, ni inférieurement. Les cinq ouvriers qui se trouvaient alors dans l'atelier des martinets ont été ensevelis sous les décombres; grâce à la promptitude des secours qui leur ont été donnés, quatre d'entre eux ont été retirés sans avoir de blessures très-graves; mais le cinquième a péri, étouffé plutôt qu'écrasé. Le machiniste, qui était dans la chambre des machines, a reçu quelques contusions. Enfin, les deux chauffeurs, occupés à la réparation du joint, furent jetés en bas de la maçonnerie du fourneau, sans avoir d'autre mal que des brûlures.

Les autres détails relatifs à cet accident ont été donnés dans le rapport du 9 septembre (1). Je dois faire observer ici que ces détails ont été étudiés

(1) Ce rapport n'a pas été imprimé, parce qu'il n'était pas nécessaire pour l'intelligence des faits de l'explosion. R.

aussitôt après l'explosion, que les ingénieurs des mines se sont trouvés sur les lieux à 9 h. $^1/_2$, et qu'un rapport préliminaire a été rédigé immédiatement. Mais celui que nous avions à transmettre à l'autorité devait avoir pour but, avant tout, de constater les négligences ou les infractions aux règlements qui avaient pu être commises; et si l'on réfléchit aux circonstances qui nous faisaient présumer que la chaudière avait été fortement surchargée; si l'on considère, d'une autre part, que cette présomption paraissait démentie par la non-fusion des rondelles, on comprendra combien il était essentiel que celles-ci fussent d'abord vérifiées. Or, cette vérification demandait du temps, non pour l'opération en elle-même, mais pour nous procurer les instruments qui nous étaient nécessaires.

D'après les renseignements plus complets que nous avons obtenus, lorsque nous pûmes questionner les ouvriers blessés, qui sont aujourd'hui tous entièrement rétablis, on ne doit plus chercher à expliquer l'accident par un défaut d'alimentation. En effet, il a été constaté clairement par cette enquête : 1° que les deux chauffeurs qui réparaient le joint, et qui se trouvaient par conséquent à côté du flotteur, n'avaient point oublié de regarder de temps en temps cet appareil, et qu'ils sont assurés qu'il était dans son inclinaison habituelle, inclinaison d'après laquelle la chaudière se trouvait remplie d'eau aux $^3/_4$; que le contre-maître, M. Bury, qui exerçait une surveillance très-sévère sur l'allure des chaudières, venait de faire son inspection, avait même manié les flotteurs, et les avait trouvés en bon état; cet employé, retournant dans les bureaux, n'était

encore arrivé que dans la cour d'entrée, lorsque l'explosion eut lieu. 2° Que le robinet *r* (*fig.* 7 et 6) était fermé, de même que le robinet R, de sorte que l'on ne peut pas supposer que la pression de la vapeur ait fait refluer l'eau d'une chaudière dans l'autre. 3° Enfin, ce qui est plus concluant, c'est que, bien que les ouvriers commençassent à rentrer dans l'atelier, cependant toutes les machines, et par suite toutes les pompes alimentaires, étaient encore en repos, à plus forte raison celles correspondantes aux chaudières *a* et *b* (*fig.* 2), qui n'auraient pas pu marcher avant que le joint fût refait. En présence de ces deux dernières observations, il est impossible d'admettre une injection subite d'eau sur la tôle surchauffée.

La cause directe de l'accident du 28 juillet parait être la surcharge des soupapes. Nous avons dit que l'une d'elles était chargée de 7 1/2, l'autre de 5 atmosphères utiles, ce qui fait 8 1/2 atmosphères totales pour la première et 6 pour la seconde. Quoique la vapeur pût commencer à s'échapper à cette dernière pression de 6 atmosphères, cependant il est possible que, eu égard à la petitesse de l'issue unique qui lui était ouverte en ce moment, elle eût acquis dans l'intérieur de l'appareil une tension encore supérieure à ce point, et qui aura pu s'élever jusqu'à 7 ou 8 atmosphères. Le fait de la non-fusion des rondelles ne contredit point entièrement cette supposition ; car, d'après la place qu'elles occupaient sur la chaudière, étant fixées sur les tubulures qui portent les soupapes de sûreté, à une hauteur de 0m, 30 au-dessus de la surface du cylindre, il est permis de croire que la chaleur qu'elles recevaient, pouvait être sensi-

blement inférieure à celle qui régnait réellement dans celui-ci.

Si la chaudière eût été composée de bons matériaux bien assemblés entre eux, comme elle l'était dans son premier état, elle aurait pu résister, puisqu'elle avait été éprouvée à 9 atmosphères, et même il est présumable que la même faute de surcharger les soupapes a dû être commise quelquefois antérieurement, dans des circonstances analogues. Mais la feuille de tôle nouvellement placée était de mauvaise qualité, probablement aussi mal rivée; on est donc fondé à croire que c'est là une autre cause de l'accident, et qu'il aurait peut-être été prévenu par l'épreuve qui eût dû être faite, après ce changement opéré dans l'état de la chaudière.

Observations.

Il est établi, par le rapport qui précède, que les soupapes de la chaudière qui a fait explosion, étaient surchargées toutes les deux par le déplacement des poids, qui ont été portés à une trop grande distance des points d'appui des leviers.

Il y avait une extrême imprudence à surcharger ainsi les soupapes, et à soutenir la combustion sur le foyer, comme il paraît certain que cela a eu lieu, dans un moment où la chaudière ne pouvait fournir de la vapeur aux machines, puisqu'on réparait un joint du tuyau de vapeur. Un chauffeur tant soit peu au fait de son travail aurait dû, dans ce cas, ralentir le feu, ouvrir les portes du foyer, et fermer le registre de la cheminée, en se gardant bien de charger les soupapes. Il est regrettable

que la chaudière n'ait point été munie d'un manomètre, dont les indications auraient pu éclairer le chauffeur sur le danger auquel il s'exposait. Je regarde comme indispensable, dans l'intérêt de la sûreté publique, que toutes les chaudières soient pourvues de manomètres constamment entretenus en bon état. Bien que l'usage de ces appareils ne soit pas formellement prescrit par les ordonnances sur la matière, il est recommandé dans les instructions, et il doit toujours être prescrit par les arrêtés d'autorisation délivrés par MM. les préfets ou sous-préfets.

L'enquête paraît avoir établi que le niveau de l'eau dans la chaudière, qui était indiqué par le flotteur, n'était pas descendu au-dessous des carneaux. Je dois cependant avouer que ce point reste un peu douteux pour moi. En admettant que le flotteur eût une mobilité suffisante, il est possible que ses indications aient été faussées par suite de la tuméfaction de l'eau, déterminée par l'écoulement de la vapeur à travers la soupape de sûreté, dans les instants qui ont précédé l'explosion. La projection d'eau sur les parois suréchauffées aurait pu être occasionnée par un agrandissement de l'ouverture de la soupape, au moment où le chauffeur est venu si maladroitement attiser le feu; l'ouverture de la soupape unique qui fonctionnait, a pu être insuffisante pour prévenir un accroissement de tension rapide, qui aurait suffi pour déterminer la rupture de la chaudière avant la fusion des rondelles métalliques : il faut en effet une température soutenue pendant un temps assez long, pour déterminer cette fusion.

Quoi qu'il en soit, on ne peut douter que la cause immédiate de l'explosion du 28 juil-

let 1841 ne soit dans la feuille de tôle récemment mise à la place de celle qui contenait le trou d'homme. Cette feuille était de mauvaise qualité, offrait moins de résistance que le reste de la chaudière, et était en outre mal attachée par les rivets. L'accident eût peut-être été prévenu par le renouvellement de l'épreuve par la pompe de pression, qui aurait dû avoir lieu après la réparation de la chaudière, ainsi que l'observe M. l'ingénieur Mœvus.

Les effets désastreux de la détente de la vapeur après la rupture de la chaudière eussent été évidemment beaucoup moindres, et peut-être tout à fait nuls, si les chaudières eussent été enterrées en contre-bas du sol, ou si le bâtiment parallèle à l'emplacement de ces chaudières eût été protégé par un mur d'un mètre d'épaisseur, en bonne et solide maçonnerie, et non percé d'ouvertures, ainsi que cela est prescrit par l'article 6 de l'ordonnance royale du 29 octobre 1823.

Conclusions.

D'après les observations ci-dessus, j'estime qu'il y a lieu, 1° de rappeler à MM. les préfets que les arrêtés d'autorisation d'établissements d'appareils à vapeur ne doivent pas seulement renfermer la mention exprimée en termes généraux, de l'obligation imposée aux impétrants de se conformer aux ordonnances et instructions sur la matière, mais qu'ils doivent spécifier, dans chaque cas, les mesures de sûreté relatives soit au local des chaudières, soit aux appareils dont chacune d'elles devra être pourvue. Il est notamment indispensable qu'il soit prescrit d'adapter à chaque chaudière un manomètre qui soit toujours entre-

tenu en bon état. Quant aux dispositions du local, les murs des ateliers, et à plus forte raison des maisons situées dans le voisinage immédiat des chaudières, quand ils ne sont pas protégés par le mur de défense voulu par l'article 6 de l'ordonnance du 29 octobre 1823, doivent être très-solides, entièrement pleins, sauf les ouvertures strictement nécessaires pour le passage des tuyaux de vapeur, ou des transmissions de mouvement, et avoir un mètre d'épaisseur au moins, dans la partie qui se trouve vis-à-vis des chaudières. Les arrêtés d'autorisation doivent aussi contenir l'indication de la pression maximum de la vapeur dans les chaudières, des dimensions des soupapes, et même quelquefois des dimensions des leviers et de la quotité des poids dont elles sont chargées.

2° D'écrire et rappeler à MM. les ingénieurs des mines, qu'ils doivent provoquer une décision de MM. les préfets, ordonnant une nouvelle épreuve des chaudières à vapeur à haute pression, toutes les fois que celles-ci ont dû subir des réparations notables.

La Commission centrale des machines à vapeur, après en avoir délibéré, a approuvé le rapport qui précède, et en a adopté les conclusions.

CHIMIE. (Extraits.)

(Travaux de 1841.)

1. *Recherches sur la dilatation des* gaz; par M. V. Regnault, ingénieur des mines. (Ann. de Ch., t. 4, p. 5, et t. 5, p. 52.)

M. Gay-Lussac avait fait voir par un grand nombre d'expériences, que le coefficient de dilatation entre 0° et 100° était le même pour tous les gaz, et pour les vapeurs, lorsqu'elles sont un peu éloignées de leur point de condensation, et que sa valeur était 0,375 : dans ces derniers temps, un physicien suédois, M. Rudberg, trouva pour ce coefficient une valeur comprise entre 0,364 et 0,365.

J'ai fait plusieurs séries d'expériences pour décider cette question.

Le coefficient de dilatation de l'air, de 0° à 100°, et sous des pressions peu différentes de la pression atmosphérique, a été trouvé de 0,3665, en prenant la moyenne des résultats obtenus par quatre procédés différents, et dont les chiffres n'ont varié que dans la quatrième décimale.

Dans d'autres expériences, on a cherché à déterminer le coefficient de dilatation, sous des pressions très-différentes de la pression atmosphérique.

En prenant pour l'unité la densité de l'air à 0°, et sous la pression de $0^m,760$, on a trouvé :

1° Que pour une densité d'air 0,1440, le coefficient de dilatation était 0,36482;

2° La densité de l'air à 0° étant 4,810, le coefficient a pour valeur 0,37091. Pour des densités intermédiaires, on obtient des coefficients qui varient entre les deux limites indiquées.

Ces expériences montrent que la loi admise par les physiciens, savoir, que l'air se dilate de la même fraction de son volume à 0°, quelle que soit d'ailleurs sa densité, n'est pas exacte; l'air se dilate entre les mêmes limites de température, de quantités qui sont d'autant plus considérables que la densité du gaz est plus grande.

Des expériences faites sur l'acide carbonique ont montré que le coefficient de dilatation va en augmentant plus rapidement que celui de l'air à mesure que la densité augmente.

Enfin, et pour rendre la détermination des coefficients tout à fait indépendante de l'exactitude de la loi de Mariotte, on a déterminé directement la dilatation du gaz, en mesurant son volume sous la même pression à 0° et à 100°. Si l'on adopte les nombres trouvés par cette dernière méthode, qui est la seule pouvant donner des résultats comparables, quand on cherche les dilatations des gaz qui ne suivent pas la loi de Mariotte, on reconnaît que les divers gaz présentent des coefficients de dilatation très-différents.

J'ai trouvé en effet pour ces coefficients, sous la pression atmosphérique :

Hydrogène.	0,36613
Air atmosphérique.	0,36706
Acide de carbone.	0,36688
Oxyde carbonique.	0,37099
Protoxyde d'azote.	0,37195
Cyanogène.	0,38767
Acide sulfureux.	0,39028

Sous des pressions d'environ 2^m,5 de mercure,

on a trouvé pour l'air, l'hydrogène et l'acide carbonique :

Air.	0,36954
Hydrogène.	0,36616
Acide carbonique.	0,38455

On voit que l'hydrogène a conservé sensiblement le même coefficient que sous la pression atmosphérique, tandis que celui de l'air, et surtout celui de l'acide carbonique, présentent une augmentation très-marquée.

En résumé, mes expériences ne confirment pas les deux lois fondamentales de la théorie des gaz, admises jusqu'ici par tous les physiciens, savoir :

1° Tous les gaz se dilatent de la même quantité entre les mêmes limites de température ;

2° La dilatation d'un même gaz, entre les mêmes limites de température, est indépendante de sa densité primitive.

Ces deux lois doivent-elles être à l'avenir bannies de la science? je ne le pense pas. Je crois qu'elles sont vraies *à la limite*, c'est-à-dire qu'elles s'approcheront d'autant plus des résultats de l'observation, que l'on prendra les gaz dans un plus grand état de dilatation.

Ces lois s'appliquent à un état gazeux parfait, dont les gaz que nous présente la nature approchent plus ou moins, selon leur nature chimique, suivant la température à laquelle on les considère, et surtout, suivant leur état de moins ou plus grande compression.

---

2. *De la* CHALEUR *dégagée par la combinaison des* ACIDES *avec les* BASES ; par M. Andrews de Belfast. (Bibl. de Gen., t. 35, p. 397.)

Il résulte du grand nombre d'expériences que

j'ai faites : 1° que la chaleur développée pendant l'union des acides et des bases, est déterminée par la nature de la base et non par celle de l'acide, la même base produisant par sa saturation, au moyen d'un équivalent des divers acides, la même quantité de chaleur, tandis que différentes bases en développent avec le même acide des quantités différentes; 2° qu'aucun changement de température n'accompagne la conversion des sels neutres en sels acides. Il n'en est pas de même relativement à la transformation des sels neutres en sels basiques.

---

3. *Préparation des* ALLUMETTES CHIMIQUES ; par M. Jablonowski. (Journ. de Phar., t. 27, p. 120.)

On met dans une petite fiole à large ouverture 40 grains de phosphore, on y ajoute assez d'huile de térébenthine pour que le phosphore en soit recouvert ; alors on y mêle 10 grains de fleur de soufre ; on place la fiole dans de l'eau chaude, et quand le phosphore est fondu, on la ferme avec un bouchon et on agite fortement jusqu'à ce que le tout soit refroidi, puis on fait écouler l'huile de térébenthine surnageante. On plonge le bout des allumettes dans la bouillie épaisse qui reste, et ensuite, quand elles sont presque sèches, on les trempe dans le mélange suivant :

On dissout 30 grains de gomme arabique dans un peu d'eau, on y ajoute 20 grains de chlorate de potasse et on mélange le tout jusqu'à ce que la masse soit bien homogène. Alors on y ajoute encore 10 grains de suie, laquelle a été broyée d'abord avec un peu d'esprit de vin.

En 12 heures les allumettes sont desséchées.

Lorsqu'on les frotte sur un corps rude, elles s'enflamment sans fulmination.

---

4. *Sur la* COLORATION EN BLEU DES LAITIERS *et des* VERRES; par M. Fournet. (Ann. de Ch., t. 4, p. 370.)

Si le titane possède la propriété d'amener quelquefois la teinte bleue que l'on remarque dans certains laitiers, il ne la produit pas toujours; car, d'une part, on remarque que les laitiers du fourneau d'Ekersholm au Taborg, qui renferment une grande proportion de titane, sont d'un gris clair à l'intérieur et jaune isabelle à la surface, et d'un autre côté on sait que les nuances bleues se manifestent dans des laitiers où rien n'autorise à soupçonner la présence de ce métal; tels sont notamment ceux qui proviennent de la fonte des minerais de cuivre de Chessy, et ceux que produit le traitement des fonds de coupelle au fourneau à manche.

Depuis longtemps on a supposé qu'un oxyde de fer particulier jouait le principal rôle dans le phénomène, mais cette supposition est démentie par tous les faits.

Quand on soumet du verre à bouteille de couleur verte à une dévitrification graduelle, on observe qu'au moment de la manifestation des premiers symptômes de l'opacification, il y a substitution d'une teinte bleu foncé au vert, et qu'à mesure que la première fait des progrès, la nuance au contraire faiblit de manière à passer du bleu indigo au bleu lavande, puis au bleu de ciel pâle; en sorte que finalement il ne reste qu'un blanc d'émail, et ces effets ne sont certainement pas le fait

d'une suroxydation, puisqu'ils se manifestent simultanément au centre et à la superficie des masses vitreuses.

Les laitiers qui sont susceptibles par leur nature de se colorer en bleu, ne sont nullement affectés dans leur teinte vert bouteille au sortir du creuset, et ils conservent cette teinte si on les retire brusquement en lames suffisamment minces, parce que la rapidité du refroidissement empêche l'opacification de s'effectuer. De plus, ces mêmes laitiers abandonnés à leur allure naturelle, se figent sur le sol, de telle sorte que leur croûte extérieure, refroidie plus vite que leurs parties internes, demeure verte et transparente malgré le contact de l'oxygène atmosphérique, tandis qu'ils passent au bleu dans les parties centrales et opacifiées, malgré l'absence de ce même oxygène. Il faut donc admettre, en définitive, que la coloration en bleu des laitiers et des verres à bouteille est un résultat pur et simple du même groupement moléculaire qui produit l'opacification.

Indépendamment des phénomènes ci-dessus mentionnés, les verres bleus offrent une autre circonstance très-remarquable, en ce que cette modification de la couleur est accompagnée d'un dichroïsme très-prononcé. Quand on taille ces verres en lames minces avant qu'ils aient été complétement opacifiées, on voit que la lumière réfléchie fait paraître ces lames d'un bleu pur, tandis que par transparence elles sont douées de teintes jaunes plus ou moins verdâtres.

---

5. *Sur quelques cas d'empêchement à l'*ACTION

CHIMIQUE *des corps les uns sur les autres*; par M. Parnell. (Bibl. de Gen., t. 35, p. 196.)

La présence ou l'absence de l'eau dans la décomposition des corps les uns par les autres exerce, pour empêcher ou modifier l'action chimique, une influence considérable. Certains gaz sont sans action sur certains réactifs lorsqu'ils sont complétement secs; le gaz sulfhydrique, par exemple, est dans ce cas : en examinant la nature des sels sur lesquels l'action de cet acide est empêchée, il paraît que la fonction de l'eau, en la rendant possible, est surtout de se combiner avec l'acide des sels, lorsque celui-ci est rendu libre par la combinaison nouvelle de la base avec l'acide sulfhydrique ou du radical avec le soufre; cet effet est analogue à celui qu'on remarque quand on met le fer et le zinc en contact avec l'acide sulfurique concentré qui ne les attaque pas, tandis que le même acide dilué les dissout.

On sait que la potasse en dissolution concentrée décompose le carbonate de chaux, tandis que la chaux décompose les dissolutions étendues de carbonate de potasse; c'est que dans le premier cas la quantité d'eau employée est suffisante pour saturer le carbonate de potasse, mais ne l'est pas pour saturer l'alcali caustique, etc.

---

6. *Recherche de l'*ARSENIC *dans les matières animales*; par M. Malle. (Rap. ann. de M. Berzélius. 1840, p. 112.)

On sèche la masse à essayer au bain-marie; on en extrait la graisse d'abord avec de l'éther, ensuite avec de l'alcool, et on l'arrose dans une cap-

sule de porcelaine avec de l'hydro-sulfate d'ammoniaque, que l'on fait digérer au bain-marie; puis on évapore jusqu'à siccité. On extrait ensuite le sulfure d'arsenic de la masse sèche, au moyen d'un mélange d'alcool et d'ammoniaque; on évapore la dissolution à sec, et on dissout le résidu dans l'eau régale. On sature la liqueur d'ammoniaque, et on y ajoute du sulfate de magnésie, qui précipite l'arsenic à l'état d'arséniate magnésico-ammoniaque, sel dont on sépare aisément l'arsenic en le chauffant dans un courant de gaz hydrogène.

---

7. *Nouveau moyen pour découvrir l'*ARSENIC *par l'appareil de Marsh*; par M. Milliet. (Journ. de Pharm., t. 27, p. 625.)

La première chose à faire consiste à se procurer du zinc pur; pour cela on met du zinc du commerce dans un creuset, et quand il est très-chaud, on le jette dans un seau d'eau assez profond. On fait sécher les grenailles et on les dispose par lits dans un creuset de Hesse avec un quart de leur poids de nitrate de potasse. On chauffe le creuset, et quand la déflagration et la fusion ont eu lieu, on écarte les scories, et on coule le zinc dans une lingotière : il est alors parfaitement pur.

Pour faire l'essai d'une liqueur arsenicale, on la met dans un flacon à deux tubulures; on ajoute le zinc; une des tubulures porte un tube à entonnoir droit, qui plonge au fond; l'autre un tube recourbé qui se rend dans une éprouvette haute et étroite, remplie d'acide nitrique bien pur. Le gaz hydrogène, en traversant l'acide nitrique, se dépouille complétement de toutes les matières métalliques avec lesquelles il peut être combiné, et

de l'arsenic entre autres, qui reste alors dans la liqueur en totalité à l'état d'acide arsénieux. On évapore cette liqueur à siccité dans une petite capsule de porcelaine; on traite le résidu par l'eau, et on essaye la dissolution par les réactifs connus, savoir, pour l'arsenic, le nitrate d'argent, le sulfate de cuivre, les sels de cobalt, de nickel, tous ammoniacaux, et l'hydrogène sulfuré, etc.

---

8. *Épreuve de l'*HYDROGÈNE ARSÉNIÉ *au moyen du cuivre;* par M. Berzélius. (Rap. ann. de M. Berzélius. 1840, p. 107.)

On introduit dans un tube de verre, d'environ une ligne de diamètre, un fil de fer ou de cuivre tourné en spirale, contre lequel on appuie un morceau d'oxyde cuivrique de 1 ½ à 2 pouces de longueur, et sur lequel on fait passer un courant de gaz hydrogène pour le réduire à l'état métallique, en tenant une lampe à esprit de vin sous l'oxyde tant qu'il se forme de l'eau. Après avoir chassé du tube l'eau qui a pu s'y déposer, on le laisse refroidir en y faisant passer un courant d'hydrogène. Quand il est froid, on aspire un peu d'air atmosphérique pour chasser l'hydrogène; on le pèse, et il est prêt à être employé.

Il faut que l'acide sulfurique qui doit servir dans l'essai soit chimiquement pur. On peut l'obtenir dans cet état comme il suit : on étend l'acide sulfurique ordinaire de cinq fois son poids d'eau, on l'introduit dans un flacon, et on y fait passer un courant d'hydrogène sulfuré jusqu'à saturation. De cette manière on en précipite le plomb, l'étain et l'arsenic qu'il contient ordinairement; on bouche le flacon, et on l'abandonne à lui-même à une

douce chaleur. Après vingt-quatre heures, on filtre l'acide pour en séparer les sulfures, et on le fait bouillir jusqu'à ce qu'il ne répande plus ni l'odeur d'hydrogène sulfuré ni l'odeur de l'acide sulfureux. On doit aussi s'assurer par une épreuve à l'appareil de Marsh, que le zinc ne renferme pas d'arsenic.

On extrait l'acide arsénieux des matières suspectes au moyen de l'acide sulfurique bouillant, et on éprouve la liqueur de la manière suivante :

On choisit un flacon d'une grandeur convenable, et dont le col est assez large pour laisser passer, outre le tube par lequel le gaz se dégage, un autre tube vertical par lequel on introduit le liquide à essayer. Le zinc étant placé dans le flacon, on verse dessus de l'acide sulfurique étendu d'un peu d'eau; et quand tout l'air a été chassé de l'appareil par le gaz hydrogène qui se dégage, on y adapte le tube qui renferme le cuivre, on le chauffe au rouge et l'on verse la liqueur suspecte dans le flacon par le tube vertical, qui doit pénétrer presque jusqu'au fond. Il ne reste pas une trace d'arsenic dans l'hydrogène qui a passé sur le cuivre, et la partie antérieure de celui-ci devient seule d'un blanc d'argent et se convertit en arséniure. Pour séparer l'excès de cuivre de cet arséniure, on fait digérer le métal avec du chlorure cuivrique et de l'acide hydrochlorique ; le cuivre pur se dissout seul et l'arséniure reste. En l'essayant au chalumeau, il donne une odeur d'ail bien distincte.

Au lieu de cuivre métallique, on peut employer pour l'essai un morceau d'oxyde de cuivre exactement pesé. Pendant l'opération, cet oxyde se réduit et se convertit en arséniure, dans lequel la proportion de cuivre métallique est connue.

9. *Influence du* SOUFRE *sur l'apparition des taches arsénicales dans l'appareil de Marsh*; par M. Blancard. (Journ. de Ph., t. 27, p. 543.)

Lorsque l'ouverture par où les gaz se dégagent est de 1^{mm} de diamètre, la flamme qui jouit de la plus grande sensibilité possible est celle qui résulte de la combustion de deux centimètres de gaz par seconde ; donc, l'appareil de Marsh n'est pas d'autant plus sensible que la flamme est plus faible.

Si aucune cause secondaire ne vient troubler la réaction du zinc pur, celle-ci peut commencer à accuser la présence de l'arsenic, quand les gaz hydrogène arsénié et hydrogène sont au moins dans port de 1 à 25,000.

Si les zincs du commerce semblent indiquer un plus faible rapport, c'est qu'ils contiennent des matières étrangères, du soufre, de l'antimoine, de l'arsenic, dont la présence dans les gaz change la loi de sensibilité de ceux-ci.

Le soufre, soit qu'il provienne de la décomposition de matières organiques ou bien des réactifs employés, a la propriété de hâter l'apparition des taches arsenicales, et par conséquent de rendre visibles des traces d'arsenic qui auraient d'abord échappé à la sensibilité de l'appareil de Marsh.

---

10. *Réduction de l'*ACIDE SULFUREUX *dans l'appareil de Marsh*; par MM. Fordos et Gélis. (Journ. de Pharm., t. 27, p. 730.)

Lorsqu'on traite du zinc parfaitement pur par de l'acide sulfurique concentré, l'eau et l'acide sont décomposés en même temps, et il se dégage de

l'hydrogène qui est mélangé d'hydrogène sulfuré.

Quand on substitue à cet acide de l'acide muriatique du commerce, qui, comme on sait, renferme toujours de l'acide sulfureux, ce dernier acide est décomposé, et il se dégage encore de l'hydrogène sulfuré.

Si l'on essaye une liqueur arsenicale à l'appareil de Marsh, il peut arriver, dans le cas où l'on ne prend pas les précautions nécessaires pour éviter la production de l'hydrogène sulfuré, que ce gaz réagisse, au milieu même du liquide, sur l'arsenic, et l'empêche de se dégager, en l'amenant à l'état de sulfure.

Quand le gaz qui se dégage d'un appareil de Marsh ne renferme que de l'hydrogène et de l'hydrogène sulfuré, les taches qui se forment sur la porcelaine sont faibles et d'un jaune pâle. Lorsqu'il contient en même temps de l'hydrogène arsénié, les taches sont d'un jaune plus ou moins brun, et elles se dissolvent en partie dans l'ammoniaque.

Dans tous les procédés de carbonisation des matières animales, il se produit de l'acide sulfureux qui est retenu obstinément par le charbon, même à une chaleur assez forte.

Pour éviter la présence de cet acide, il vaut mieux procéder par incinération. Voici, selon nous, comment on doit s'y prendre.

On dissout à chaud la matière animale dans de la potasse caustique pure. Pour les muscles, le foie, les poumons et les matières animales de consistance analogue, la quantité de potasse à employer est variable entre 10 et 15 pour 100. Il en faut moins pour le sang, et en général il en faut d'au-

tant plus que la substance animale contient une plus grande qnantité de matières solides.

Lorsque la matière est dissoute, on sature l'alcali à froid par de l'acide nitrique étendu d'eau. Cette addition détermine la séparation d'une assez forte proportion de matière solide. On filtre. L'arsenic passe dans les liqueurs. On évapore celles-ci à une douce chaleur, et on obtient ainsi un résidu blanc jaunâtre, qui se détache facilement de la capsule, et que l'on incinère en le projetant par petites portions dans un creuset de Hesse un peu grand, modérément chauffé. L'incinération se fait tranquillement et sans projection. Il ne reste plus qu'à faire bouillir le résidu salin avec de l'acide sulfurique, pour chasser les dernières traces d'acide nitrique.

---

11. *Moyen facile de distinguer l'*ANTIMOINE *de l'*ARSENIC; par M. Marsh. (Phil. mag., juin 1841.)

On humecte, avec une dissolution de nitrate d'argent ammoniacal, un morceau de verre, de porcelaine ou de mica, et on le présente horizontalement au jet enflammé d'hydrogène sortant d'un appareil de Marsh, en le maintenant à un demi-pouce au-dessus de la flamme. S'il y a de l'arsenic dans le gaz, il se produit une couleur jaune-citron. S'il y a de l'antimoine, il se forme un précipité bleu caillebotté. Quand il n'y a ni arsenic ni antimoine, l'hydrogène réduit immédiatement l'argent à l'état métallique.

---

12. *Mémoire sur l'emploi du fer dans l'appareil de Marsh et sur l'*HYDROGÈNE FERRÉ; par

M. Dupasquier. (Compt. rend. de l'Ac., t. 14, p. 511.)

« Dans les publications les plus récentes où l'on parle de la recherche de l'arsenic par l'appareil de Marsh, même dans celles qui ont eu lieu depuis la lecture du Rapport fait à ce sujet à l'Académie royale des Sciences, il est dit : *Qu'on peut employer le zinc ou le fer pour obtenir un dégagement d'hydrogène, pourvu qu'on se soit assuré, par un essai préalable, que ces métaux ne donnent pas de taches arsénicales.* L'usage d'employer le zinc a toutefois prévalu, sans qu'on se soit bien rendu compte des motifs de cette préférence.

» Mais cette latitude laissée par les ouvrages spéciaux de médecine légale et d'analyse chimique, d'employer le zinc ou le fer, est-elle bien fondée? Ne pourrait-il pas résulter des inconvénients et même des erreurs de la substitution du fer au zinc, substitution possible, dans le cas, par exemple, où des experts viendraient à manquer de zinc suffisamment pur?

» Telle est la question qu'il m'a paru nécessaire de résoudre par l'expérimentation. Les résultats obtenus ont prouvé qu'elle n'était pas sans quelque importance. Des recherches que j'ai faites à ce sujet, on peut tirer les conclusions suivantes :

» 1° Quand on fait dégager de l'hydrogène au moyen de l'acide sulfurique ou de l'acide chlorhydrique et du fer (petits clous, pointes, fil ou limaille), ce gaz, dont l'odeur est alors *métallique* et *alliacée*, brûle avec une *flamme jaune à la circonférence, verte au centre*, et donne des *taches de couleur de rouille*, quelquefois *rougeâtres*,

souvent avec *reflet métallique irisé*, *analogue à celui du fer*, et cela, aussi longtemps que l'acide continue à réagir sur le métal. Ces taches sont généralement un peu plus faciles à obtenir avec l'acide chlorhydrique qu'avec l'acide sulfurique.

» 2° Les taches fournies par le fer ne sont pas simplement, comme l'a pensé M. Liebig, le résultat du dépôt par l'hydrogène des gouttelettes de sel ferreux mécaniquement entraînées par le courant de gaz, car *elles se produisent aussi abondamment, et le gaz, toujours fétide, continue à brûler avec une flamme jaune et verte*, quand il a été lavé dans quatre flacons de solution de potasse, qu'il traverse en outre un tube rempli d'amiante, et qu'on s'est bien assuré d'ailleurs par divers moyens qu'il n'entraîne pas la moindre trace de sulfate ou de chlorure de fer.

» 3° Les taches fournies par le fer sont produites par la combustion de l'*hydrogène ferré* et de l'*hydrogène phosphoré* qui se trouvent mélangés à l'hydrogène pur, et sur lesquels la potasse est sans action, tandis qu'elle retient complétement l'hydrogène sulfuré, quand il s'en forme, et les traces de sel ferreux entraînées par le courant de gaz, en faisant passer, pendant plusieurs heures, le gaz lavé à la potasse dans de l'acide azotique concentré à 45°; on trouve ensuite dans le liquide un peu de fer et de l'acide phosphorique.

» 4° La formation d'un hydrogène ferré est d'ailleurs établie par d'autres preuves : ainsi, le gaz lavé à la potasse est sans action sur les réactifs du fer, même quand on l'y fait dégager pendant plusieurs heures; ainsi, les taches dissoutes soit par l'acide azotique, soit par le seul contact du chlore gazeux qui les fait *disparaître instantanément*,

laissent un résidu sec que le cyanoferrure de potassium colore en *bleu* et le sulfhydrate d'ammoniaque en *brun*; ainsi, l'on retrouve encore le fer, mais en très-petite quantité, comme il était naturel de le supposer, dans les solutions des sels métalliques qui sont décomposés par l'hydrogène ferré et par l'hydrogène phosphoré, de même que dans celles de chlore, de brôme et d'iode, qui exercent aussi une action décomposante sur ces gaz.

» 5° L'hydrogène ferré et l'hydrogène phosphoré, mélangés à l'hydrogène dégagé par le fer, se comportent en effet avec les solutions métalliques, avec le chlore, le brôme et l'iode, comme les combinaisons hydrogénées d'arsenic et d'antimoine; ainsi, par exemple, ils décomposent l'azotate d'argent, le chlorure d'or et les sels mercureux, en précipitant l'*argent*, l'*or*, le *mercure* à l'*état métallique*; ainsi, ils font passer à l'état d'*hydracide* le chlore, le brôme et l'iode.

» 6° Le bichlorure de mercure décompose complétement l'hydrogène ferré et l'hydrogène phosphoré, avec formation d'un précipité blanc ou blanc jaunâtre. Le gaz lavé dans une solution de ce sel est sans odeur, brûle avec une *flamme légère à peine jaunâtre*, *n'exerce plus aucune action, même au contact de la lumière, sur l'azotate d'argent, le chlorure d'or, et ne donne plus de taches : c'est de l'hydrogène pur*. En supprimant un instant le lavage au bichlorure, le gaz reprend tous ses caractères primitifs, pour les reperdre dès qu'on rétablit le lavage. *Ce lavage au bichlorure de mercure constitue donc un moyen très-simple d'obtenir de l'hydrogène pur*; celui fourni par le zinc ne l'est jamais complétement; je démontrerai bientôt pourquoi : il peut, du reste,

être purifié par le même moyen. Les azotates d'argent et de mercure exercent une action analogue à celle du bichlorure de ce dernier métal.

» 7° En employant de l'acier (fil d'acier anglais) au lieu de fer, les résultats sont un peu différents : le gaz brûle avec une flamme *jaune sans nuance de vert ;* il donne moins facilement des taches, et celles-ci ont *beaucoup plus l'apparence métallique du fer.* L'odeur du gaz est, dans ce cas, plus empyreumatique que métallique, et nullement alliacée. Elle persiste avec le caractère empyreumatique bien tranché, malgré le lavage au sel d'argent et de mercure. Le gaz doit évidemment ces caractères à la formation d'un carbure d'hydrogène.

» 8° Il résulte, de ce qu'il y a formation constante d'un hydrogène ferré quand on fait réagir l'acide chlorhydrique ou l'acide sulfurique sur le fer, *qu'il ne faut jamais employer ce métal dans l'appareil de Marsh.*

» 9° Cette exclusion du fer est encore nécessitée par ce fait, que les taches dues à ce métal donnent, après leur dissolution, à la vérité difficile et imparfaite par l'acide azotique, une réaction que des experts *peu exercés* pourraient confondre avec celle produite par les taches d'arsenic, quand on traite leur *dissolution nitrique* par l'*azotate d'argent ammoniacal.*

» 10° Enfin, il est surtout de la plus haute importance de repousser absolument le fer de l'appareil de Marsh, par cette raison que ce métal *s'oppose à peu près complétement à la formation de l'hydrogène arsénié et de l'hydrogène antimonié.* En effet, quand on se sert d'acide sulfurique arsénifère, ou qu'on ajoute quelques gouttes

d'une solution d'acide arsénieux (quantité qui donne de fortes taches, ou un anneau d'arsenic avec un appareil au zinc), on n'obtient que des taches rouillées et *point d'anneau d'arsenic*. En faisant la même expérience avec addition de 25, 30, 40 et même 50 centigrammes d'acide arsénieux en solution dans l'eau, on obtient pendant deux ou trois minutes quelques taches d'apparence un peu arsenicale, mais après ce premier moment de réaction, le gaz ne fournit plus que des taches ferrées et phosphorées, et ne donne nulle trace d'anneau d'arsenic. Malgré le contact du tube fortement chauffé à la flamme de l'alcool, le gaz brûle à l'extrémité avec ses caractères ordinaires.

» L'addition d'un sel d'antimoine dans l'appareil au fer donne des résultats analogues. »

---

13. *Préparation de l'*AZOTE; par M. Lubekind. (Rap. an. de M. Berzélius. 1842, p. 23.)

On fait chauffer au rouge du nitrate de soude, jusqu'à ce qu'il ait acquis une réaction fortement alcaline; par ce moyen il se trouve transformé en nitrite. On le dissout dans l'eau et on y ajoute une solution de sel ammoniac : il se forme alors du chlorure de sodium et de nitrite ammonique, et en faisant bouillir, ce dernier sel se décompose, comme on sait, en laissant dégager de l'azote pur.

---

14. *Recherches sur la composition de l'*EAU; par M. Dumas. (Compt. rend. de l'Ac., t. 14, p. 537.)

MM. Berzélius et Dulong ont trouvé que l'eau

contient 1000 parties d'hydrogène pour 8008 d'oxygène. Mais ce résultat n'est que fortuit, car ces savants se sont appuyés sur des données inexactes, la densité de l'hydrogène n'étant pas de 0,0688 ou 0,0689, mais étant comprise entre 0,0691 et 0,0695, et celle de l'oxygène n'étant pas de 1,1026; et de plus ils n'ont pas desséché complétement le gaz hydrogène employé à la réduction de l'oxyde de cuivre; ils ont négligé de réduire les poids au vide; et enfin, la quantité d'eau qu'ils ont produite, 10 à 12 grammes seulement, est trop petite pour que l'on puisse avoir confiance dans les résultats.

J'ai repris ces expériences sur une grande échelle, ayant obtenu plus de 1 kilogramme d'eau dans les dix opérations que j'ai faites, et j'ai d'ailleurs employé les précautions les plus minutieuses pour écarter jusqu'aux moindres causes d'erreur.

Pour obtenir de l'hydrogène pur, on se sert d'acide sulfurique qui ne renferme pas d'acide sulfureux, et on fait passer le gaz, d'abord à travers une dissolution de nitrate de plomb, qui retient le soufre, et ensuite à travers une dissolution de sulfate d'argent, qui arrête l'hydrogène arsénié. Après quoi, pour opérer la dessiccation, on force le gaz à traverser des tubes en U, qui contiennent, les premiers de la pierre ponce humectée par une dissolution de potasse concentrée, les seconds de la potasse en morceaux ordinaires, et le dernier de la potasse caustique qui a été chauffée au rouge; enfin, on enlève les dernières traces d'humidité au moyen de l'acide sulfurique concentré ou de l'acide phosphorique anhydre.

L'oxyde de cuivre est placé dans un ballon en

verre très-dur, où il peut éprouver la chaleur rouge pendant une journée entière, sans que le ballon s'altère dans la forme ni même dans l'éclat de sa surface. Ce ballon est muni d'une pointe longue de 1 mètre, où s'opère la condensation de la vapeur aqueuse formée, et d'un col court par lequel arrive le gaz hydrogène.

L'oxyde de cuivre étant introduit dans le ballon, on ajuste sur le petit col un robinet, et l'on ferme le côté opposé au moyen d'un dé de caoutchouc. Après s'être assuré que le système garde le vide, on dirige dans la boule un courant d'air desséché par l'acide sulfurique, et on chauffe la boule au rouge. Lorsque l'on a fait passer ainsi quinze ou vingt litres d'air, on retire la lampe et on laisse refroidir l'appareil pendant qu'il y circule encore quinze ou vingt autres litres d'air bien sec.

Toute humidité étant ainsi écartée, le ballon étant parfaitement refroidi, on y fait le vide et on le pèse; le vide vérifié, on le pèse de nouveau.

On met alors le ballon en communication avec l'appareil d'où l'hydrogène se dégage.

On ajuste les appareils destinés à recueillir l'eau liquide et les tubes dessiccants qui doivent retenir l'eau hygrométrique de l'excès de gaz. Ces tubes sont toujours disposés exactement, de même que ceux qui précèdent l'oxyde de cuivre.

Ils ont été pesés d'avance, de sorte qu'en les pesant de nouveau après l'opération, on connaît le poids de l'eau formée.

L'oxyde de cuivre étant chauffé au rouge sombre, la réduction commence, et l'eau ruisselle bientôt en abondance; mais au bout de quelques

heures la formation d'eau se ralentit, et ce n'est qu'après dix ou douze heures que l'opération est terminée.

Le résultat de mes expériences a été que l'eau contenait 1001 à 1003 d'hydrogène pour 8000 d'oxygène ; d'où il suit que le poids de l'atome de l'hydrogène est compris entre 12,50 et 12,56. Tout porte à croire qu'il est exactement de 12,50, c'est-à-dire le huitième du poids de l'atome de l'oxygène.

Du spath d'Islande ne contenant que 0,0003 de substances étrangères (quartz et oxyde de fer), a donné, par une calcination complète, 0,5604 à 0,5612 de chaux. Il suit de là que le poids de l'atome du calcium est exactement égal à vingt fois celui de l'hydrogène. D'un autre côté, je puis conclure de mon expérience personnelle, que le poids de la molécule d'hydrogène étant 1, celui de la molécule de carbone est 6, et celui de la molécule d'azote est 7. Ces nombres s'accordent avec l'hypothèse du docteur Prout, sur le rapport simple des poids atomiques des corps élémentaires.

---

15. *Description de quelques procédés pour l'analyse de l'*ATMOSPHÈRE, par M. Brunner. (Ann. de Ch., t. 3, p. 305.)

Je commencerai par décrire un aspirateur qui est très-commode pour tous les cas où il ne s'agit pas de déterminer nettement le volume d'air sur lequel on opère.

A et B (*Pl. V, fig.* 1) sont deux vases cylindriques en fer-blanc ou en cuivre d'égale capacité, de 3/4 à 1 pied cube, par exemple, fermés des

deux côtés et joints par une tige de fer *ab*, sur laquelle l'appareil peut tourner comme autour d'un axe, de manière que les deux vases occupent successivement la même place. Le vase A étant supposé plein d'eau, il est évident qu'en faisant écouler le liquide par le robinet *e*, pour qu'il arrive par le petit tuyau *gh* dans le vase inférieur, le vase A se remplira d'air arrivant par l'ouverture *f*. Le vase étant vide d'eau, on ferme l'ouverture *f*, on tourne l'appareil sur son axe *cd*, et l'on continue l'opération en faisant écouler l'eau du vase B dans le vase A. Pourfaire échapper l'air dans le vase inférieur, on ouvre le robinet qui est foré à angle droit (*fig.* 2).

Dans l'ouverture *f* s'adaptent les tubes ou autres appareils à travers lesquels le courant d'air doit être dirigé.

Cet appareil est très-propre à évaporer, à dessécher des substances au bain-marie, à en brûler d'autres dans un courant d'air, etc.

Pour évaluer la quantité d'eau contenue dans l'air, on a un vase d'une forme quelconque, par exemple une grande bouteille (*fig.* 3) à deux ouvertures, remplie d'eau qui en s'écoulant est reçue dans une bouteille dont la capacité a été bien mesurée. A défaut d'un vase à deux ouvertures, on y supplée par un siphon (*fig.* 4). Pour fixer hermétiquement les tubes dans l'ouverture du vase, on fait faire un bouchon en plomb qui entre assez juste dans le goulot du bocal et s'y maintient par son bord. Ce bouchon est percé de deux trous qui donnent passage aux tubes, qui eux-mêmes se maintiennent dans leur position au moyen d'un petit renflement immédiatement au-dessus du bouchon (*fig.* 5). La clôture hermèti-

que se fait avec un lut composé de portions égales de minium et de céruse, pétris avec de l'huile de lin qu'on a fait bouillir pendant une demi-heure avec un dixième de litharge; on applique ce lut autour du col du bouchon, avant de le mettre dans le goulot, de sorte qu'en le plaçant dans son ouverture et en appuyant un peu, on ferme aussitôt hermétiquement. Les tubes, garnis aussi de lut immédiatement au-dessous de leur renflement, se fixent également par une légère pression quand on les place dans leurs ouvertures, et cette fermeture est infiniment préférable aux bouchons de liége. Un robinet *a* sert à fermer le siphon, aussitôt que l'expérience est terminée.

La substance destinée à retenir l'eau contenue dans l'air sur lequel on opère, est l'acide sulfurique concentré. On en met une quantité suffisante dans un tube de verre qui contient de l'amiante, et il reste ainsi fixé dans toute la longueur du tube. Pour charger commodément cet appareil, on y introduit premièrement l'amiante sec, puis l'acide en quantité convenable pour l'humecter légèrement dans toute son étendue, sans qu'il en ressorte par l'ouverture inférieure. Pour contenir l'acide dans l'intérieur du tube pendant les pesées, il est bon d'introduire aux deux extrémités, après avoir chargé le tube d'acide sulfurique, des bourres d'amiante non humectées d'acide. Il convient aussi de fermer les deux bouts par des bouchons de liége ou de métal, pour empêcher l'air d'y apporter de l'humidité pendant les manipulations.

L'opération elle-même ne consiste qu'à soutirer le volume d'air voulu, et à déterminer l'augmentation de poids du tube.

Je me suis assuré que l'acide sulfurique est

plus efficace que le chlorure de calcium pour dessécher les gaz. Un tube contenant 40 gouttes d'acide sulfurique, peut absorber près de $2^{gr.},5$ d'eau sans en laisser échapper la moindre trace.

Pour doser l'acide carbonique, on se sert encore de l'aspirateur qui vient d'être décrit, et c'est la chaux éteinte que l'on emploie pour opérer l'absorption. L'appareil se compose de deux tubes : l'un *ab* (*fig.* 6), contenant de l'amiante humect d'acide sulfurique ; le second, *cd*, se compose de deux parties inégales en diamètre : *fc* contient de la chaux, *hd* de l'amiante humecté d'acide sulfurique, comme *ab*. On conçoit que *ab* est destiné à sécher l'air qui entre dans l'appareil, et qui sans cela déposerait son eau dans *cd*, d'où résulterait une augmentation trop grande; *hd* est destiné à retenir l'eau que le courant enlève à la chaux. L'espace *ch* est rempli de fragments de verre ou de porcelaine, destinés à empêcher le contact de l'amiante humecté et de la chaux; *cf* contient un morceau d'éponge humide, qui facilite beaucoup l'absorption complète de l'acide carbonique. La chaux employée est de la chaux éteinte, humectée légèrement, sans cependant former de grumeaux. On doit l'entasser très-légèrement dans le tube, et s'assurer par aspiration que le courant d'air le traverse aisément. Pendant les pesées et les manipulations, le tube est fermé avec des bouchons.

J'ai employé d'abord comme substance endiométrique le fer et le cuivre à une température élevée, mais ce moyen ne m'a pas paru satisfaisant, et m'a souvent donné des différences de $\frac{1}{2}$ pour 100 en volume de l'air analysé. Je me sers actuellement de phosphore avec un succès complet.

ab (*fig.* 7) est le tube endiométrique, *cd* le tube destiné à retenir l'acide carbonique et l'eau de l'air aspiré. Le tube endiométrique se charge de la manière suivante : on introduit dans la partie *bc* un morceau de phosphore d'environ un gramme on chauffe légèrement, et, en tournant le tube sur son axe, on tâche d'attacher le phosphore fondu à ses parois. La partie élargie du tube *gf* est remplie très-légèrement de coton cardé, qui cependant ne doit pas dépasser le point *f*; de sorte qu'il reste un espace vide d'environ un pouce entre *f* et *c*. Ce tube ainsi rempli s'ajuste à l'aspirateur et au tube *cd* au moyen de bouchons métalliques, scellés par de la cire à cacheter. L'aspirateur est rempli avec de l'huile d'olive.

Avant de commencer l'expérience, on fait fondre le phosphore en *ef* pendant que l'huile commence à s'écouler. La combustion du phosphore ne tarde pas à avoir lieu, et le produit se rend dans le coton contenu dans le tube. Ce produit est un mélange d'acide phosphoreux et d'un peu d'oxyde de phosphore. Quand trois ou quatre onces d'huile sont écoulées, on cesse l'expérience en fermant le robinet de l'aspirateur, on laisse refroidir l'appareil et l'on pèse soigneusement le tube *ab*.

Cette opération préliminaire a pour but de former un peu de produit phosphoreux, qui, étant lui-même éminemment oxydable, sert, pendant l'expérience endiométrique, à enlever un petit reste d'oxygène qui pourrait avoir échappé à l'action du phosphore.

L'opération endiométrique elle-même se fait après avoir ajusté de nouveau le tube *ab*, pesé et chauffé légèrement le phosphore pour le fondre,

en ouvrant ensuite le robinet de l'aspirateur, et faisant écouler l'huile qui est reçue dans un vase mesuré avec beaucoup de soin. Le courant de gaz ne doit pas être trop rapide. J'emploie ordinairement une heure pour écouler 1731^{cc} d'huile (les dimensions du tube qui convient à cette quantité sont : longueur de *ag*, 5 1/2 p. (*fig.* 7), *gf*, 4 1/2 p., diamètre intérieur de *ag*, 5 lignes, celui de *gf*, 9 lignes). La combustion du phosphore une fois commencée, continue sans intermittence et très-uniformément sans le secours de chaleur extérieure, en produisant la lumière ordinaire que donne le phosphore dans l'obscurité. Ce n'est pas la combustion rapide à lumière brillante et produisant de l'acide phosphorique qu'il faut employer : l'effet serait trop prompt, une grande partie du produit passerait jusque dans l'aspirateur.

L'opération terminée, on pèse de nouveau le tube *ab*, qui, par l'augmentation de poids, donne la quantité d'oxygène fixée. On transforme le poids en volume par le calcul, en ayant égard à la pression de l'atmosphère et à la température, et on le compare au volume de l'azote représenté par celui de l'huile écoulée.

Je me suis assuré que l'azote ne change pas de volume au contact du phosphore comme l'avait annoncé Bertholet.

Une moyenne de six expériences m'a donné 0,20821 pour le volume de l'oxygène contenu dans l'air, en admettant que 1$^{gr.}$ d'oxygène représente un volume de 698^{cc},14 à 760 mill. de pression, et à 0° de température, et en prenant pour coefficient de la dilatation la fraction 0,00365 donnée par Rudberg.

16. *Recherches sur la composition de l'*AIR CONFINÉ; par M. Leblanc. (Ann. de Ch., t. 5, p. 223.)

Les causes qui vicient l'air non renouvelé sont : 1° la respiration, 2° la combustion, et 3° la transpiration.

Suivant les expériences du docteur Menzies, un homme consomme en respirant 177 litres d'air par heure, dont la totalité de l'oxygène se trouve convertie en acide carbonique; et il regarde comme vicié l'air qui a perdu le tiers de son oxygène, ce qui le porterait à 537 litres par heure ou 13 mètres cubes par vingt-quatre heures pour la consommation d'un homme. Selon M. Dumas, un homme brûle, par l'effet de la respiration, tant en carbone qu'en hydrogène, une quantité équivalente à 10 grammes de carbone par heure : la quantité d'air totalement dépouillé d'oxygène par cette combustion est de 116 grammes environ ou de 90 litres à peu près. Il sort du poumon huit mètres cubes d'air environ par 24 heures, lesquels contiennent 4 pour 0/0 d'acide carbonique en moyenne, et telle est aussi la quantité d'air vicié par un homme dans les 24 heures, en admettant que la proportion d'acide carbonique contenu dans l'air expiré constitue déjà une atmosphère nuisible.

1 kilogramme d'acide stéarique en brûlant peut verser dans une capacité de 50 mètres cubes près de 4 pour 100 d'acide carbonique en volume, c'est-à-dire amener cette atmosphère au même degré d'altération que l'air expiré par les poumons.

La quantité d'eau évaporée par un homme dans les 24 heures par les effets réunis de la transpiration cutanée et de la transpiration pulmonaire,

peut s'élever, d'après les expériences de Séguin, jusgu'à 800 grammes et même 1000 grammes. Si l'on recherche le volume d'air sec que ces 800 grammes de vapeur aqueuse sont capables de saturer, on trouve environ 60 mètres cubes pour la température de 15 degrés et 80 mètres cubes pour celle de 10 degrés centigrades. Si l'air était déjà à demi saturé, il faudrait un volume double, soit 120 mètres à 15 degrés, et 160 mètres à 10 degrés. La transpiration par la peau et par les poumons produit aussi une exhalaison de matières animales ou miasmes, dont l'existence n'est pas douteuse, et qui sont une grande cause d'insalubrité. M. Péclet et M. Dumas affirment que l'air expulsé par des cheminées d'appel, destinées à opérer la ventilation des salles d'assemblées nombreuses, exhalent souvent une odeur tellement infecte, qu'on ne saurait la supporter impunément, même pendant un temps assez court. Malheureusement, dans l'état actuel de la science, il n'y a aucun moyen exact d'apprécier la nature et la proportion de ces miasmes.

La plupart des analyses d'air confiné que je vais avoir à rapporter ont été exécutées par le nouveau procédé de MM. Dumas et Boussingault; à l'aide de cette méthode, j'ai pu analyser l'air recueilli à un instant donné dans les circonstances les plus variées, et en opérant sur une masse gazeuse qui n'a jamais été inférieure à 20 grammes.

En dernier lieu, j'ai eu recours à un procédé qui limite les dosages à un seul, celui de l'acide carbonique. Voici ce procédé : l'appareil est représenté pl. *V*, fig. 12. Les ballons BB sont ceux qui ont servi à recueillir et à conserver l'air pour

l'analyse ; ils sont mis en rapport, lors de l'expérience, avec deux ballons B'B', préalablement vides et destinés à l'aspiration. Sur son trajet, l'air qui s'écoule des ballons BB vers B'B' rencontre les appareils L et T ; le premier renferme de la ponce alcaline, le second de la ponce humectée d'acide sulfurique concentré. Le poids de l'acide carbonique condensé est donc déterminé à la manière ordinaire ; l'air, qui a cédé son acide carbonique à la potasse, est dosé au volume : à cet effet, les ballons employés B'B' sont exactement jaugés. En outre, les dispositions suivantes ont été prises pour connaître avec une certitude suffisante la température de l'air des ballons et son élasticité. A l'intérieur de chaque ballon se trouve un thermomètre très-sensible ; l'échelle, tracée sur une tige d'ivoire, est visible à travers les parois du ballon. Entre les ballons et le tube *t'* se trouve un tube vertical en verre *mn*, suspendu et lié par un tube de caoutchouc au tube en T recourbé ; ce tube, divisé en millimètres, plonge dans une cuvette à mercure ; il porte un curseur *v* en acier, qui permet d'évaluer les dixièmes de millimètres. Lorsqu'on veut mesurer la hauteur de la colonne de mercure soulevée par l'aspiration des ballons B'B', on amène la surface du mercure dans la cuvette à coïncider avec le zéro de la graduation, ce qu'indique le contact du sommet d'un petit cône d'ivoire qui est fixé invariablement au tube divisé. La hauteur de la colonne de mercure soulevée, corrigée de la capillarité, étant soustraite de la hauteur du baromètre voisin, donne la tension de l'air dans les ballons : connaissant d'ailleurs le degré du vide préalable des ballons avant l'expérience, on a les éléments nécessaires pour ramener

à 0° et 0^{m},76 le volume d'air recueilli, et pour en calculer le poids, celui du litre d'air sec étant connu.

L'appareil étant monté comme la figure le représente, on commence par y faire le vide d'une manière approchée, en aspirant l'air qu'il contient au moyen d'un ballon auxiliaire B″, préalablement vide; on ferme alors le robinet *r″*. Après s'être assuré que la hauteur de la colonne de mercure soulevé reste la même pendant plusieurs heures, on ouvre graduellement les robinets des ballons BB; l'air de ces ballons se répand uniformément dans l'appareil. Alors on tourne avec précaution les robinets des ballons B′B′, et l'on détermine le passage du gaz dans ces ballons, guidé dans cette manœuvre par la vitesse avec laquelle se succèdent les bulles à travers l'acide sulfurique contenu dans le tube de Liebig. La précipitation ayant cessé ou à peu près, on ferme le robinet *r*, et on laisse la température et la pression s'équilibrer. Au bout de quelque temps on ferme aussi le robinet *r′*; puis, quelques instants après, on observe, et à plusieurs reprises, la température de l'air des ballons. On mesure aussi la hauteur de la colonne de mercure soulevée; il ne reste plus, pour pouvoir effectuer la pesée des tubes à acide carbonique, qu'à leur restituer de l'air sec. Pour cela, on ferme le robinet *r′* et l'on rend avec ménagement l'air de la chambre en ouvrant le robinet *r*.

Voici quelles ont été les proportions d'oxygène et d'acide carbonique que j'ai trouvées dans 1000 parties des différentes sortes d'air confiné que j'ai soumises à l'analyse.

	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)
Oxygène.	230,1	229,6	224,3	219,6	229,4	229,1
Acide carbonique.	0,0	0,1	6,5	10,3	0,4	0,8

	(7)	(8)	(9)	(10)	(11)	(12)
Oxygène.	227,2	225,2	226,0	227,1	228,4	»
Acide carbonique.	2,8	8,0	5,8	2,7	perdu.	4,7

	(13)	(14)	(15)	(16)	(17)	(18)
Oxygène.	»	»	»	»	222,5	229,
Acide carbonique.	8,8	2,5	2,3	4,3	1,0	2,2

(1) Serre de Buffon au Jardin des Plantes, dans laquelle on cultive des plantes équatoriales. Air pris à six heures du soir.

(2) Même serre. Air pris le lendemain matin à huit heures. On voit, d'après ces résultats, que, dans les serres, les végétaux peuvent, dans certaines circonstances, être exposés à souffrir du manque d'acide carbonique.

(3) Amphithéâtre de chimie à la Sorbonne: air avant la leçon.

(4) Même amphithéâtre : air pris après la leçon.

(5) Chambre à coucher ; air pris le matin.

(6) Salle Notre-Dame-du-Rosaire à la Pitié (femmes) : air recueilli à neuf heures du matin, deux heures et demie après la clôture des fenêtres ouvertes pour ventiler.

(7) Même salle : air pris à six heures du matin.

(8) Dortoir mansardé à la Salpêtrière (section des aliénés incurables) ; portes et fenêtres fermant mal; atmosphère lourde et odeur sensible. La proportion d'acide carbonique est décuple de ce qu'elle est dans l'air ordinaire ; c'est la plus forte que j'aie rencontrée jusqu'à présent dans les hôpitaux.

(9) Dortoir à la Salpêtrière (aliénés épileptiques): atmosphère lourde, odeur sensible.

(10) Salle d'asyle du deuxième arrondissement (préau où séjournaient cent seize enfants de trois à six ans) : odeur forte et désagréable.

(11) Salle d'école primaire du deuxième arrondissement, avec pleine ventilation.

(1) Même salle, ventilation incomplète. Pas d'odeur sensible.

(13) Même salle, tout étant clos : sensation de chaleur dans la pièce et légère accélération dans la respiration.

(14) Chambre des députés (intérieur de la cheminée d'appel): pas d'odeur.

(15) Opéra-Comique (salle Favart), parterre : air pris un peu avant la fin du spectacle.

(16) Même salle, loges cintrées.

(17) Écurie fermée à l'école militaire.

(18) Même écurie ventilée par des vasistas.

M. Péclet a trouvé par expérience 6 à 10 mètres pour la ration d'air à fournir à un homme par heure, si l'on veut maintenir sa respiration dans les conditions accoutumées; mais comme la ventilation ne se fait pas toujours d'une manière absolument régulière, on a reconnu qu'en donnant, terme moyen, 18 mètres par personne et par heure, il est possible que l'on trouve jusqu'à 0,005 d'acide carbonique dans l'air, lorsque la ventilation est à son minimum. Or, il ne faut jamais dépasser cette proportion.

Lorsque l'enceinte fermée ne doit pas être ventilée, il convient d'en déterminer la capacité d'après les mêmes données. Ainsi, par exemple, un dortoir renfermant cinquante personnes, et restant fermé pendant huit heures, devrait avoir 6 × 8

× 50 = 2400 mètres cubes, soit environ 50 mètres cubes par individu pour la nuit. Au bout de ce temps, la ventilation deviendrait nécessaire.

Un cheval produit trois fois autant d'acide carbonique qu'un homme, et l'on peut porter à 18 ou 20 mètres cubes la ration d'air qu'il convient de fournir par heure à un cheval dans une écurie close.

J'ai soumis des animaux à l'action de l'air rendu asphyxiable par la combustion de la braise dans un espace fermé, et j'ai trouvé qu'un chien succombait au bout de 25 minutes, alors que l'air était composé de :

Oxygène.	19,19 (en poids).
Azote.	75,02
Acide carbonique. . .	4,62
Oxyde de carbone. . .	0,54
Hydrogène carboné. .	0,04
	100,00

Ce n'est que dix minutes après la mort de l'animal qu'une bougie s'éteint après avoir pâli de plus en plus. Un verdier a péri alors que l'atmosphère ne contenait que 3 pour 100 d'acide carbonique en poids.

Pour reconnaître si l'asphyxie dans les expériences précédentes devait être attribuée uniquement à l'acide carbonique à dose aussi peu élevée, on a composé des atmosphères artificielles avec ce gaz, avec l'oxyde de carbone et avec le gaz hydrogène carboné, et l'on a reconnu que la vie d'un chien peut se prolonger quelques instants dans une atmosphère contenant 30 pour 100 d'acide carbonique et 70 pour 100 d'air ordinaire, le gaz renfermant par conséquent 16 pour 100 d'oxygène, tandis que l'oxyde de carbone, à la dose de 4 à 5 pour 100

dans l'air, fait périr instantanément un moineau, et qu'un centième de ce gaz, mêlé à l'air, détermine la mort d'un oiseau au bout de deux minutes. Quant à l'hydrogène carboné, il peut être mêlé à l'air dans la proportion de 1 à 2 centièmes sans déterminer d'accidents apparents, même au bout d'un temps assez long. D'après ces faits, on est donc conduit à admettre que l'oxyde de carbone joue habituellement le principal rôle dans les effets délétères produits par la combustion du charbon.

---

17. *Nouvelle méthode pour la détermination de l'*AZOTE *dans les combinaisons organiques*; par MM. Varrentrapp et Will. (Ann. der Phar., t. 39, p. 257.)

Les difficultés et les incertitudes des méthodes ordinaires pour la détermination de l'azote faisaient sentir à tous les chimistes la nécessité d'une méthode plus simple et plus sûre. Il ne se présentait en général que deux voies : l'une, la détermination de l'azote pur à l'état gazeux et d'après son volume, comprenait les méthodes suivies jusqu'alors; l'autre, sa détermination dans une combinaison azotée de composition connue, essayée un grand nombre de fois, n'avait cependant pas encore été érigée en méthode. Déjà M. Dumas avait, dans ses recherches sur l'oxamide, déterminé la proportion d'azote sous forme d'ammoniaque, et les expériences de M. H. Rose ne laissaient plus de doute sur la possibilité de soumettre l'ammoniaque, sous forme de chlorhydrate ammoniaco *de platine*, à une pesée de la plus grande exactitude. Ces faits et les recher-

ches directes de M. Wöhler, qui est parvenu à une détermination rigoureuse de l'azote de l'acide urique par sa transformation en ammoniaque et sa pesée à l'état de chlorhydrate ammoniaco de platine (recherches que M. Liebig a portées à notre connaissance), nous ont donné l'espoir que cette voie nous conduirait à une méthode sûre pour tous les corps azotés, et nous croyons que nos efforts ont été couronnés du succès le plus complet.

La méthode que nous allons décrire est aussi simple dans son exécution et aussi sûre que la détermination du carbone et de l'hydrogène d'après le procédé de M. Liebig, et offre autant d'exactitude dans ses résultats.

Elle est basée sur la manière dont se comportent les matières organiques azotées avec les hydrates des alcalis à une haute température : elle consiste dans la détermination du *poids* de l'azote sous forme d'ammoniaque, c'est-à-dire de chlorhydrate ammoniaco de platine ou de platine métallique.

Si l'on fait fondre une matière organique non azotée avec de l'hydrate de potasse, l'eau de l'hydrate de potasse est décomposée, ainsi que l'a montré M. Gay-Lussac; son oxygène s'unit au carbone et à l'hydrogène de la substance organique, tandis que son hydrogène se dégage à l'état de gaz. Les produits, qui se forment pendant cette oxydation énergique, varient suivant la température à laquelle a été exposé le mélange, et aussi suivant la composition ou la constitution de la matière organique. Il nous suffit de faire remarquer ici qu'avec les substances non azotées *de l'hydrogène devient libre.* Cet hydrogène mis

en liberté se combine, si on soumet une substance azotée à la même décomposition, avec tout l'azote de celle-ci, et forme de l'ammoniaque. On ne s'est, jusqu'à ce jour, servi de cette propriété, que pour voir si une matière contient ou non de l'azote.

Avec les substances très-azotées, telles que l'acide urique, la melamine, le mellone, etc., tout l'azote n'est pas, au commencement de la décomposition, employé à la formation de l'ammoniaque; une partie s'unit avec une portion du carbone de la substance, pour produire du cyanogène, qui se combine à cet état avec le métal de l'alcali, ou à celui d'acide cyanique avec l'alcali lui-même. La fixité de ces combinaisons cyaniques à une haute température nous fit présumer qu'il serait impossible, avec de pareilles substances, de transformer tout l'azote en ammoniaque.

Mais des recherches directes nous ont montré qu'avec l'emploi d'un excès suffisant d'hydrate d'alcali et d'une température assez élevée, toute combinaison cyanique ou azotée, qui ne contient pas l'azote sous forme d'acide nitrique, subit une décomposition telle, que l'on obtient pour produit final tout l'azote sous forme d'ammoniaque.

Si on fond du cyanure de potassium, du cyanate de potasse, du paracyanogène avec un excès d'hydrate de potasse à la chaleur rouge, ou qu'on chauffe les mêmes corps avec un mélange non fusible d'hydrate de potasse ou de soude et de chaux caustique à la même température, il se produit un dégagement considérable d'ammoniaque, et l'on ne trouve dans le résidu aucune trace de cyanogène ou de combinaison cyanique. Il est

nécessaire, dans cette expérience, d'employer assez d'hydrate d'alcali pour que tout le carbone de la substance soit oxydé par l'oxygène de l'eau de l'hydrate. Le mélange doit redevenir blanc. Suivant la richesse de la substance en carbone, et suivant la température, il se dégage aussi avec l'ammoniaque des gaz permanents, tels que de l'hydrogène proto ou deutocarboné, de l'hydrogène, ou bien un mélange de ces gaz, et dans certains cas aussi des hydrogènes carbonés liquides, tels que la benzine; du moins les gouttes huileuses, qui se forment quelquefois, ont tout à fait l'odeur de ce dernier corps.

Aux substances les plus riches en azote appartiennent la melamine, le mellone, le cyanogène et ses combinaisons; mais elles contiennent toutes, par rapport à leur proportion d'azote, tout autant ou même un peu plus de carbone qu'il n'en faut, pour que l'hydrogène, devenu libre par son oxydation aux dépens de l'oxygène de l'eau de l'hydrate, puisse au moment de sa mise en liberté former de l'ammoniaque avec *tout* l'azote. Avec quelques-unes de ces combinaisons, le mellone, par exemple, dont la formule est $= C^6 N^8$ et la melamine $C^6 N^{12} H^{12}$, la décomposition s'opère en effet à l'aide d'une quantité suffisante d'hydrate d'alcali sans production d'une trace d'un gaz permanent. Tout le carbone se transforme en acide carbonique, qui reste en combinaison avec l'alcali, et tout l'azote en ammoniaque, qui se dégage sous forme de gaz.

Or, notre méthode, basée, comme nous l'avons déjà dit, sur cette propriété des substances azotées, qui ne contiennent pas l'azote ou même seulement une partie de cet élément sous forme

d'acide nitrique, consiste à recueillir complétement cette ammoniaque à l'aide d'un acide, et à la *peser sous forme solide* à l'état de chlorhydrate ammoniaco de platine.

Nous nous servons, pour l'exécution de cette méthode, d'un appareil tout aussi simple que celui en usage, d'après le procédé de M. Liebig, pour la détermination du carbone et de l'hydrogène des matières organiques.

L'appareil consiste dans un tube long de $0^m,433$ à $0^m,487$, en verre peu fusible, tel qu'on l'emploie dans les combustions ordinaires pour la détermination du carbone. Ce tube est à son extrémité postérieure tiré en une pointe obliquement relevée, et fermé; on unit à la lampe le bord de l'extrémité antérieure. Il ne diffère pas du tube à combustion ordinaire, seulement son diamètre doit être moins fort; nous le prenons de 0,0067 environ de diamètre. On assujettit hermétiquement à l'extrémité ouverte au moyen d'un bouchon percé, qui n'a cependant pas besoin d'être séché, un appareil à boules figuré *Pl. V, fig.* 13, sous, qui contient de l'acide chlorhydrique pour l'absorption de l'ammoniaque produite. La forme de cet appareil à boules diffère un peu de l'appareil à potasse de M. Liebig; ce dernier remplirait parfaitement sans doute le but de l'absorption; mais sa construction ne permet pas de le laver facilement et complétement, ce qui est une condition nécessaire après chaque expérience. La forme d'appareil que nous avons choisie la remplit très-bien, sans néanmoins rendre l'absorption de l'ammoniaque moins complète; comme l'absorption de ce gaz par l'acide chlorhydrique est beaucoup plus vive que celle de l'acide carbo-

nique par la potasse, il est inutile, dans la détermination de l'azote, de multiplier autant les points de contact des gaz avec le liquide absorbant, que le fait, d'une manière si ingénieuse, l'appareil à potasse.

On remplit l'appareil en plongeant la pointe dans de l'acide chlorhydrique de force ordinaire (d'une pesanteur spécifique de 1,13), et aspirant l'air en *d*, jusqu'à ce que le liquide ait atteint le niveau indiqué dans la figure précédente.

Nous employons comme moyen de décomposition des matières azotées, comme moyen d'oxydation de leur carbone et de leur hydrogène, un mélange *d'hydrate de potasse* ou *de soude* avec *de la chaux caustique*, dans des proportions telles que, bien que doué encore d'une action énergique, il ne fonde pas à la chaleur rouge, mais ne fasse que s'agglutiner légèrement. Ce mélange offre en même temps l'avantage de se réduire facilement en poudre, de ne pas attirer très-promptement l'humidité, et surtout d'être aussi facile à se procurer que l'oxyde de cuivre ou le chromate de plomb. Comme l'hydrate de soude, en raison de l'infériorité de son poids atomique, contient, dans un poids égal, plus d'eau, et conséquemment plus de l'agent d'oxydation que l'hydrate de potasse; comme, de plus, le mélange de l'hydrate de soude avec la chaux attire encore beaucoup plus lentement l'humidité de l'air, que celui de l'hydrate de potasse avec cette dernière terre, et qu'enfin 1 partie d'hydrate de soude n'exige que 2 parties de chaux anhydre, pour obtenir un mélange qui ne fasse que s'agglutiner faiblement à la chaleur rouge, nous avons fini par donner la préférence

à ce dernier sur celui qui contient de l'hydrate de potasse. 1 partie d'hydrate de potasse exige 3 parties de chaux caustique pour donner un mélange convenable. La manière la plus facile de se procurer ces mélanges consiste à éteindre la chaux caustique avec de la solution de potasse ou de soude d'une concentration connue, puis à calciner le tout dans un creuset, et à réduire en poudre fine; ou bien on pulvérise promptement dans un mortier légèrement chauffé l'hydrate de potasse ou de soude fondu et refroidi, et on le mélange intimement, dans les proportions indiquées, avec la chaux caustique obtenue en poudre fine par une extinction préalable et la calcination. On calcine encore une fois et doucement le mélange pour chasser toute l'humidité, et on le conserve dans des vases à large ouverture, et que l'on puisse hermétiquement fermer.

Lorsqu'on a séché et pesé la matière azotée à examiner réduite en poudre fine, on remplit le tube à combustion, préalablement nettoyé et sec, avec le mélange d'alcali et de chaux, jusqu'à moitié, afin d'avoir une mesure déterminée pour la quantité à mélanger avec la substance qu'on veut analyser. La quantité de cette dernière, qui est nécessaire pour la combustion, peut légèrement varier, suivant sa proportion présumable d'azote; toutefois il est rarement nécessaire de prendre, pour les corps pauvres en azote, plus de 400 milligrammes, et pour ceux qui sont riches en cet élément, moins de 200 milligrammes.

L'incorporation de la matière azotée, pesée avec le mélange mesuré de soude et de chaux, s'opère dans un mortier de porcelaine à fond mat,

qu'on a préalablement chauffé un peu, en promenant circulairement et avec une extrême légèreté le pilon. Si on observe exactement ces deux règles de précaution, on se met complétement à l'abri d'une perte par l'adhérence de la matière aux parois du mortier ou au pilon. Si le mélange est fortement comprimé, ou réduit tout d'abord en poudre fine dans le mortier, ou bien que celui-ci ne soit pas tout à fait sec, on perd de la substance, parce qu'alors le mélange s'attache aux parois du mortier. Après avoir introduit, à la manière ordinaire, ce mélange dans le tube, on nettoie à plusieurs reprises le mortier, avec un peu du mélange de soude et de chaux : on en remplit le tube jusqu'à la distance de 0^m, 0271 environ de son orifice, puis on place devant un tampon lâche d'asbeste préalablement calciné. Ce tampon d'asbeste a pour but d'empêcher que les gaz qui se développent par la combustion ne puissent enlever des particules fines de la poudre, accident qui pourrait, notamment avec l'emploi du mélange d'hydrate de potasse et de chaux, conduire à des résultats inexacts, en ce sens que le chloride de potassium et de platine se comporte avec les dissolvants tout à fait comme le chloride d'ammonium et de platine. C'est aussi sous ce rapport que l'emploi de l'hydrate de soude est préferable à celui de l'hydrate de potasse; parce que les lavages enlèvent le chloride de sodium et de platine soluble au chloride d'ammonium et de platine.

On adapte alors, à l'aide d'un bouchon mou et fermant bien, l'appareil à acide chlorhydrique au tube qui contient le mélange; on place celui-ci dans un fourneau à combustion ordinaire, et

on chasse un peu d'air en échauffant avec un charbon ardent la boule *a*, pour s'assurer que l'appareil ferme hermétiquement. Dans ce dernier cas, on porte d'abord au rouge, en entourant le tube de charbons ardents, précisément comme pour la détermination du carbone, la partie antérieure de ce tube, qui ne contient pas de matière organique, afin que, dans la marche ultérieure de la combustion, aucune parcelle ne puisse échapper à la décomposition. Le bouchon doit être maintenu aussi chaud que possible, pour qu'il ne puisse retenir ni absorber d'humidité. Celle-ci entraînerait une perte d'azote par l'absorption de l'ammoniaque.

Aussitôt que le tube est chauffé au rouge, on reporte le feu plus loin ; il se forme de l'acide carbonique par la combinaison de l'oxygène de l'eau de l'hydrate avec tout ou partie du carbone de la substance; l'hydrogène, mis en liberté, s'unit à l'azote, au moment de sa naissance, pour former de l'ammoniaque, qui se dégage à l'état de gaz. En même temps il se développe, suivant la quantité de carbone de la matière organique, du gaz hydrogène pur ou du gaz hydrogène carboné, que l'acide n'absorbe pas, et qui font ainsi parfaitement connaître la marche de la combustion.

Il faut faire attention de conduire toujours la combustion avec assez de promptitude pour qu'il y ait un dégagement de gaz continu et sans interruption. On n'a pas besoin de s'inquiéter de la déperdition de l'ammoniaque; l'absorption est si complète et si rapide qu'on a plutôt à craindre une ascension du liquide. Le dégagement des gaz n'éprouvât-il qu'une courte interruption, la li-

queur remonte dans la boule *a*, et d'une manière si brusque, lorsque le feu est conduit avec négligence, qu'une partie passe dans le tube *d*, et de là dans le tube à combustion. En tout cas alors l'expérience ne peut plus servir.

Il n'est qu'un très-petit nombre de substances qui contiennent assez d'azote pour rendre l'oxydation et la transformation en acide carbonique de tout le carbone nécessaire à la mise en liberté d'une quantité suffisante d'hydrogène, pour qu'elle puisse former de l'ammoniaque avec tout l'azote. Mais nous ne connaissons pas une seule matière organique azotée, en supposant que l'azote n'y soit pas sous forme d'acide nitrique, qui ne contienne pas au moins assez de carbone. Dans ce nombre se trouvent, comme nous l'avons déjà dit, le mellone, la melamine, etc.; ces corps donnent aussi, de même que le sulfocyanogène, des résultats parfaitement exacts, si on observe dans leur analyse les règles de précaution suivantes :

Lorsque la majeure partie de l'air a été chassée de l'appareil par la première application de la chaleur, il se dégage du gaz ammoniac presque pur; aussi celui-ci est absorbé avec une telle force par l'acide chlorhydrique que, quelle que soit la grandeur de la boule de l'appareil à absorption la plus rapprochée du tube, une brusque ascension de l'acide chlorhydrique jusque dans le tube à combustion devient alors presque inévitable. Il est très-facile d'obvier à cet inconvénient, en incorporant au mélange de la matière azotée avec la soude et la chaux un poids à peu près égal à celui de la première d'une substance organique non azotée telle que du sucre. Ce corps

donne dans sa décomposition par l'hydrate d'alcali des gaz permanents, qui étendent en quelque sorte l'ammoniaque, ralentissent un peu son absorption par l'acide chlorhydrique, et empêchent ainsi complétement l'ascension de cet acide dans le tube à combustion.

Après que l'on a porté peu à peu le tube au rouge dans toute sa longueur et que le dégagement de gaz a *complétement* cessé, ce qui a lieu lorsque tout le carbone mis à nu à la surface est oxydé, c'est-à-dire lorsque le mélange a repris sa couleur blanche, on brise la pointe postérieurement relevée du tube à combustion et on aspire plusieurs fois le volume de ce dernier d'air atmosphérique par l'appareil à absorption, pour entraîner tout le gaz ammoniac qui se trouve encore dans le tube. On peut opérer cette aspiration de l'air au moyen d'un tube à potasse placé sur la pointe *g* de l'appareil à absorption : on se met ainsi complétement à l'abri des vapeurs acides, qui suivent le courant d'air.

Le retour de la couleur blanche du mélange dans le tube à combustion est une condition essentielle, parce que l'ammoniaque, en contact avec un alcali et du carbone à une haute température, forme facilement du cyanhydrate d'ammoniaque et conséquemment du cyanogène, ce qui entraînerait une perte d'azote dans la détermination. Mais si la chaleur est suffisamment élevée, tout le carbone brûle aisément et l'on n'a pas du tout à craindre la formation du cyanogène.

Tel est le procédé à suivre pour la transformation de l'azote en ammoniaque avec les matières organiques solides. Le nombre des combinaisons

organiques azotées liquides n'est pas très-considérable ; toutefois leur combustion n'offre pas d'autres difficultés, et l'on obtient par la détermination de la quantité de leur azote, d'après notre méthode, des résultats tout aussi exacts qu'avec les combinaisons solides, en supposant toujours néanmoins que l'azote ne s'y trouve pas à l'état d'acide nitrique.

On procède avec ces liquides précisément comme dans leur combustion par l'oxyde de cuivre : on met d'abord un peu du mélange de soude et de chaux dans le tube à combustion, puis l'ampoule contenant la quantité connue de la substance, et dont on a préalablement brisé la pointe, et on remplit alors le tube avec le mélange alcalin ; enfin on place également un tampon lâche d'asbeste.

La marche la plus sûre et la plus régulière à faire suivre à l'opération consiste à chauffer d'abord le tiers antérieur du tube et à chasser ensuite la substance de l'ampoule par l'élévation de température de l'extrémité postérieure : elle se répand alors dans la partie moyenne du tube sans y être décomposée tout d'un coup ; et si on continue à chauffer lentement d'avant en arrière, il est facile d'opérer un dégagement de gaz toujours uniforme.

Après que la combustion est terminée et que de l'air a, par l'aspiration, traversé tout l'appareil, on verse le contenu de l'appareil à absorption par le tube *g* dans une petite capsule de porcelaine. A l'aide d'une bouteille à laver, on fait d'abord arriver dans l'appareil une petite quantité d'un mélange d'alcool et d'éther, avec lequel on cherche à mettre toutes ses parties en contact

en le promenant successivement dans les boules; on ajoute la liqueur à l'acide qui contient du chlorhydrate d'ammoniaque et on continue le lavage de l'appareil avec de l'eau jusqu'à ce qu'elle en sorte sans réaction acide. Le premier lavage de l'appareil avec de l'alcool n'a pour but que de dissoudre de l'hydrogène carboné qui s'y trouve quelquefois et qui, empêchant les parois intérieures de se mouiller par l'eau, apporte des difficultés au lavage complet. Rarement on a besoin de plus de 30 à 45 grammes de liquide pour enlever tout le chlorhydrate d'ammoniaque à l'appareil.

On ajoute alors à la liqueur qui contient ce sel une dissolution de chloride de platine pur en excès et on évapore le tout, jusqu'à siccité, dans un bain-marie chauffé par une lampe à esprit-de-vin et surtout complétement protégé contre la poussière. Lorsque la combustion a été bien conduite, le chlorhydrate ammoniaco de platine sec ainsi obtenu a toujours une belle couleur jaune : si la matière était très-riche en carbone ou difficile à brûler, le chlorhydrate ammoniaco de platine a une couleur plus foncée, parce que l'acide chlorhydrique en contact pendant l'évaporation avec l'hydrogène carboné se noircit; toutefois cette couleur n'a pas d'influence sur le résultat, en supposant qu'on lave avec tout autant de soin.

On verse après le refroidissement sur le résidu sec, dans la capsule de porcelaine, un mélange de 2 volumes d'alcool fort et de 1 volume d'éther, dans lequel le chlorhydrate ammoniaco de platine est complétement insoluble, tandis que le chloride de platine en excès y est très-soluble.

On reconnaît aussitôt à la coloration jaune de la liqueur, si on a ajouté un excès de chloride de platine; ce corps n'est pas en excès si la liqueur est incolore.

On met alors le précipité sur un filtre séché à 100° et pesé dans un creuset couvert ou dans un tube. La manière la plus simple et la plus prompte de faire cette opération consiste à tenir la capsule dans une situation légèrement verticale au-dessus du filtre, après qu'on a décanté la liqueur sur ce dernier, et à détacher alors complétement le lourd précipité à l'aide de la bouteille à laver. On le lave sur le filtre avec le même mélange d'alcool et d'éther, jusqu'à ce que le liquide qui s'écoule soit incolore, ne laisse plus de résidu, ou n'ait plus de réaction acide. Le précipité parfaitement lavé est ensuite séché avec soin à 100° C.; on le repèse dans un creuset couvert ou dans un tube, et on calcule par son poids la quantité d'azote. Il est bon, pour contrôle de cette pesée, de calciner avec précaution le chlorhydrate ammoniaco de platine et de calculer à l'aide du platine obtenu la quantité d'azote. Le chlorhydrate ammoniaco de platine était pur si, par une décomposition conduite avec précaution, la quantité d'azote que l'on déduit par le calcul du platine obtenu ne diffère pas sensiblement de la première.

Dans cette calcination du chlorhydrate ammoniaco de platine, le mieux est, ainsi que M. H. Rose l'a déjà recommandé à l'occasion de la détermination de l'ammoniaque dans ses combinaisons avec l'acide carbonique, de décomposer le précipité enveloppé dans le filtre, le creuset muni de son couvercle, et en chauffant

avec beaucoup de précaution dans le commencement. Si on néglige ce soin, il est très-facile d'éprouver une perte de platine, et conséquemment d'azote, parce que ce métal se laisse très-aisément entraîner d'une manière mécanique par les vapeurs de sel ammoniac et par le chlore.

Nous devons encore faire ressortir d'une manière toute spéciale la nécessité de se servir, pour ce mode de détermination de l'azote, *d'un chloride de platine complétement pur*. Il ne doit pas notamment contenir de chlorhydrate ammoniaco de platine en dissolution, puisque ce dernier formerait, en tous cas, un résidu insoluble par l'évaporation et le lavage de la masse avec l'alcool et l'éther, et augmenterait ainsi le poids du chlorhydrate ammoniaco de platine ou du platine. Il est difficile, par la simple application de la chaleur, de débarrasser de tout sel ammoniac l'éponge de platine obtenue par la décomposition du chlorhydrate ammoniaco de platine pur. Si on fait bouillir une pareille éponge de platine avec de l'eau distillée, la liqueur décantée donne ordinairement avec du nitrate d'argent un précipité assez considérable de chlorure d'argent. Ainsi, il est toujours bon de faire subir plusieurs ébullitions avec de l'eau pure à l'éponge de platine, avant de la faire dissoudre dans de l'eau régale.

A notre avis, il est tout aussi simple dans l'exécution, et encore plus sûr pour les résultats, de peser l'azote sous forme de chlorhydrate ammoniaco de platine, que de transformer ce dernier en platine par la calcination, et d'en déduire par le calcul la quantité du premier. Si on pèse

l'azote à l'état de chlorhydrate ammoniaco de platine, on a, par 177 parties du premier, 2788 parties du dernier sur la balance; mais, pour la même quantité d'azote, on n'a que 1233 parties de platine métallique. Les erreurs de pesée doivent donc être déjà deux fois aussi considérables avec le chlorhydrate ammoniaco de platine, pour nuire autant au résultat, qu'avec le platine. Le poids du chlorhydrate ammoniaco de platine reste aussi constant par une dessiccation prolongée à 100°, et le filtre ne s'altère pas du tout, si ce sel a été *parfaitement* lavé; mais, s'il est resté encore une trace d'acide libre dans le filtre, le papier se noircit et devient très-friable.

---

18. ***Observations sur le procédé analytique proposé par MM. Varrentrapp et Will, pour la détermination de l'*AZOTE *dans les substances organiques;*** **par M. Reiset. (Ann. de Ch., t. 5, p. 469.)**

Ce procédé a pu réussir complétement dans un grand nombre de cas à MM. Varrentrapp et Will, et plusieurs autres chimistes en ont déjà tiré un bon parti; mais il peut donner lieu à des erreurs très-graves quand il s'agit de brûler par le mélange alcalin des substances non azotées, ou même des substances azotées très-riches en carbone, et d'une combustion difficile.

M. Faraday a annoncé que des substances non azotées, le sucre, l'acétate de potasse, l'oxalate de chaux, le tartrate de plomb, etc., calcinées avec la potasse, la soude, ou la baryte hydratée, donnent toujours des quantités très-sensibles d'ammoniaque. J'ai constaté par expérience que s'il reste de l'air

dans les tubes, il donne lieu à la production d'une quantité d'ammoniaque qui peut être considérable, et de plus qu'il est absolument impossible d'expulser cet air complétement, même à l'aide d'un courant de gaz hydrogène continué pendant plusieurs heures; les matières combustibles poreuses, et entre autres le sucre, condensent une certaine quantité d'oxygène et d'azote que le gaz hydrogène n'expulse pas, et l'azote, se comportant alors comme s'il était à l'état naissant, se convertit en totalité en ammoniaque pendant la combustion.

Les substances azotées très-carbonées forment, sous l'influence de la soude, un cyanure, et plus tard de l'ammoniaque qui vient s'ajouter à celui qui provient de l'azote combiné dans la substance à analyser.

Il existe encore dans l'emploi du nouveau procédé une autre cause d'erreur qui doit être signalée. Elle consiste en ce qu'en versant le mélange éthéré sur le bichlorure de platine en excès, évaporé à sec et déjà froid, il se sépare souvent une poudre d'un jaune verdâtre, insoluble dans l'eau et dans un excès d'ammoniaque, et qui n'est autre chose que du protochlorure de platine. Or, ce protochlorure vient augmenter d'autant le poids du chlorure ammoniacal, et par conséquent celui de l'azote calculé.

M. Faraday a reconnu que le fer, le zinc, et généralement tous les métaux facilement oxydables, mis en contact avec de la potasse en fusion, donnent lieu à une formation d'ammoniaque, même dans une atmosphère d'hydrogène.

Le bi-oxyde d'azote et l'hydrogène donnent lieu aussi à plusieurs formations d'ammoniaque intéressantes. Dirigés ensemble à travers un tube vide

et chauffé au rouge, ces deux gaz ne se combinent pas; mais vient-on à mettre dans le tube quelques substances poreuses propres à condenser les gaz; alors la formation d'ammoniaque est en raison de cette condensation; c'est ainsi que la pierre ponce, finement pulvérisée, m'en a fourni une plus grande quantité.

Si l'on remplace la pierre ponce par quelques grammes de peroxyde de fer légèrement chauffé à la lampe, à l'instant même le peroxyde devient incandescent, et l'ammoniaque se dégage en abondance à l'extrémité de l'appareil; et cette formation d'ammoniaque est tellement considérable qu'avec un litre de chacun des gaz et 10 grammes de peroxyde, on obtient, en moins d'une heure, assez d'ammoniaque pour saturer complétement 25 grammes d'acide muriatique fumant du commerce.

Les oxydes de zinc, d'étain, de cuivre, donnent lieu au même phénomène, mais avec moins d'intensité que le peroxyde de fer. La réduction et l'oxydation continuelle du métal dans le courant des gaz contribuent évidemment à la combinaison de l'hydrogène avec l'azote du bi-oxyde.

---

19. *Addition au* SULFHYDROMÈTRE; par M. O. Henry. (J. de Pharm., t. 2, p. 32.)

Deux objections peuvent être faites au sulfhydromètre de M. Dupasquier: la première est l'impossibilité de juger si le soufre trouvé dans une eau minérale y existe tout entier, soit à l'état d'acide hydrosulfurique libre, soit à l'état d'hydrosulfate, soit enfin sous ces deux formes; la seconde est la difficulté de reconnaître la valeur

d'une eau sulfureuse en partie dégénérée, c'est-à-dire dans laquelle l'hydrosulfate est passé à l'état de sulfite et d'hyposulfite; car ses sels se comportent avec la solution iodique comme les hydrosulfates et l'acide hydrosulfurique.

Mais on peut, à l'aide de quelques modifications, rendre le procédé de M. Dupasquier applicable et très-exact dans ces diverses circonstances. Ainsi, pour juger si une eau est minéralisée par l'acide hydrosulfurique tout entier à l'état libre, on l'agitera avec de la poudre d'argent pur pendant quelque temps dans un flacon entièrement plein, et alors elle aura perdu son odeur, et elle n'agira plus sur la liqueur iodique.

Si l'eau appartient à la classe des eaux hydrosulfatées simples, agitée de même avec de l'argent en poudre, elle ne perdra rien de sa richesse sulfureuse. Enfin, si l'eau contient en même temps de l'acide hydrosulfurique libre, cet acide sera décomposé par l'argent, et en essayant la liqueur restante, on aura la proportion de l'hydrosulfate.

Lorsqu'une eau sulfureuse est complétement dégénérée, elle n'est aucunement troublée par le nitrate d'argent ammoniacal; au contraire, quand la dégénération n'est que partielle, le sel d'argent y forme un précipité floconneux brun noirâtre. Veut-on, dans ce cas, juger par le sulfhydromètre la quantité d'hydrosulfate qui s'y trouve, il faut d'abord, sur un poids connu, déterminer la quantité totale du soufre, tant du sulfite et de l'hyposulfite que de l'hydrosulfate; ensuite prendre une nouvelle quantité d'eau, y faire passer un courant d'acide carbonique, ou, ce qui est plus prompt, la faire bouillir avec une certaine quantité de bicarbonate de potasse, dans le but de décomposer

tout l'hydrosulfate par l'acide carbonique qui se dégage; puis, lorsque l'odeur sulfureuse a disparu et que la liqueur ne forme plus de précipité brun par l'addition d'une dissolution de nitrate d'argent très-ammoniacale, on isolé de ce liquide un volume égal à celui de la première expérience et on le soumet au sulfhydromètre. La quantité de soufre donnée en moins indique celle qui provient de l'hydrosulfate restant dans l'eau partiellement dégénérée soumise à l'essai.

---

20. *De l'analyse des* EAUX MINÉRALES SULFUREUSES *naturelles et artificielles*; par M. Gerdy. (Compte rendu de l'Ac., t. 14, p. 757.)

Les procédés employés jusqu'ici pour doser la totalité du soufre contenu dans les monosulfures, polysulfures, hyposulfites et hydrosulfates que peuvent renfermer les eaux minérales, ne sont pas rigoureusement exacts. Le sulfure d'argent accompagné de chlorure est sensiblement soluble dans l'ammoniaque. La teinture d'iode de M. Dupasquier se décolore d'une manière plus ou moins prononcée par les dissolutions d'alcalis, de carbonates et même de cyanures alcalins; elle n'indique nullement la présence des hyposulfites, et dans les polysulfures elle ne donne qu'une portion du soufre.

L'eau régale et le chlore peuvent bien convertir une partie du soufre contenu dans certaines eaux minérales en acide sulfurique, qui est ensuite dosé facilement, mais ce n'est là qu'un résultat fort incomplet.

Après plusieurs essais, j'ai trouvé le procédé d'analyse suivant qui me paraît applicable à tous les

cas. On verse dans l'eau à analyser une dissolution de cyanure rouge de potassium et de fer, puis du chlorure ferrique ou du nitrate de cuivre; il se forme du bleu de Prusse ou du cyanure de cuivre qui se précipitent et qui renferment tout le soufre, partie en mélange, partie en combinaison. On fait alors passer un courant de chlore en excès dans le liquide tenant le dépôt en suspension; on agite de temps en temps ce liquide pendant deux heures et on le filtre ensuite. En lavant bien le précipité pour qu'il ne retienne pas d'acide sulfurique, en ajoutant ensuite du chlorure de baryum à la dissolution filtrée, le précipité donne la proportion d'acide sulfurique auquel a donné naissance tout le soufre contenu dans l'eau minérale à un état de combinaison quelconque.

Si l'on veut ensuite isoler les monosulfures, polysulfures, etc., etc., lorsque deux ou trois sont réunis, il sera facile de les reconnaître et de les évaluer séparément en faisant usage des divers procédés connus. Je dirai seulement ici que l'acide iodique m'a paru indiquer assez bien la présence des hyposulfites, en donnant, par addition d'eau d'amidon, une couleur bleue caractéristique, pourvu qu'il n'y ait point de sulfure ou d'acide sulfhydrique dans le liquide.

---

21. *Sur les combinaisons du* SOUFRE *avec le* CHLORE; par M. Marchand. (An. der Phar., t. 40, p. 233.)

Il y a cinq combinaisons de soufre avec le chlore, S^2Cl^2, SCl^2, S^2Cl^3, SCl^4 et SCl^6; les deux dernières ne peuvent pas exister à l'état d'isolement.

On obtient facilement la première en faisant arriver du chlore dans du soufre en excès, avec l'attention de maintenir froids les vases dans lesquels s'opère la réaction, et en distillant ensuite pour séparer l'excès de soufre. Ce chlorure est liquide et d'un jaune serin foncé. Sa pesanteur est de 1,686; il bout à 139° C.

En sursaturant S^2Cl^2 par un courant de chlore, il augmente considérablement de volume, devient rouge et se change en SCl^2. Sa pesanteur est 1,625; il laisse dégager du chlore spontanément et souvent avec violence. Son point d'ébullition est 50° environ. Lorsqu'on le chauffe jusqu'à ce qu'il ne s'en dégage plus de chlore, il se change en un autre chlorure S^2Cl^3 que l'on peut considérer comme formée de $SCl + SCl^2$. Le point d'ébullition de ce troisième chlorure est 78°.

Si l'on fait passer un courant continu de chlore dans le chlorure SCl^2 à une basse température, il se forme peu à peu un dépôt solide et cristallin; ce dépôt fume à l'air; mis dans l'eau, il se décompose avec sifflement et donne naissance à des acides chlorhydrique, sulfurique, sulfureux et hyposulfureux, avec dépôt de soufre. La substance cristallisée a exactement la même composition que le perchlorure liquide.

On connaît SCl^4 en combinaison avec des chlorures métalliques; il y a en outre SCl^6 dans le composé $SCl^6 + 5SCl^3$.

---

22. *Sur la production du* CYANOGÈNE *par l'action directe et mutuelle de ses éléments.* (Bibl. de Gen., tom. 35, p. 197.)

Si l'on chauffe au rouge vif dans un tube de porcelaine un mélange à parties égales de charbon,

de sucre et de carbonate de potasse, et qu'en même temps on fasse passer à travers ce tube un courant de gaz azote, obtenu par l'action du chlore sur l'ammoniaque ou autrement, il se dégage de l'oxyde de carbone pendant un certain temps, puis ce dégagement cesse, et il ne sort plus que de l'azote. Si alors on examine le résidu, on trouve qu'il renferme 0,11 à 0,12 de son poids de cyanure de potassium.

Avec le carbonate de soude, il se forme aussi du cyanure, mais en proportion beaucoup moindre. Il est donc démontré que l'azote libre peut se combiner directement avec le carbone à une haute température, pourvu qu'il se trouve en présence d'un métal dont le cyanure soit permanent à cette température.

---

23. *Sur la formation de l'*ACIDE SULFURIQUE *dans la préparation du lait de soufre*; par M. Soubeiran. (Journ. de Pharm., t. 1er, p. 220.)

Lorsqu'on fait passer un courant d'hydrogène sulfuré à travers une solution de perchlorure de fer neutre ou acide, à froid il ne se dépose que du soufre, mais à chaud il se forme de l'acide sulfurique.

Une solution étendue de chromate de potasse neutre mêlée avec de l'acide acétique ou de l'acide hydrochlorique, se comporte comme le perchlorure de fer.

Dans une solution d'iodate ou de bromate de potasse ou de soude, la formation de l'acide sulfurique a déjà lieu à froid; mais au contraire, dans une solution de chlorate ou de perchlorate de po-

tasse, il ne se forme jamais d'acide sulfurique, même à chaud.

---

24. *De l'*ACIDE SULFUREUX, *comme réactif;* par M. Buflos. (An. der Chim., t. 39, p. 253.)

On sait que lorsqu'on ajoute une dissolution de deutoxyde de cuivre à une liqueur qui contient en dissolution de l'iode combiné à des métaux, l'iode se sépare moitié à l'état d'iodure de cuivre insoluble, moitié à l'état d'iode libre qui reste dissous. Pour empêcher cette dissolution, on ajoute à la solution de cuivre une solution de protoxyde de fer. Lorsqu'on a pour but de doser l'iode, cette méthode n'est pas tout à fait exacte, parce que l'iodure de cuivre contient toujours du fer.

On obtient tout l'iode à l'état de proto-iodure parfaitement en se servant, pour opérer la précipitation, d'une dissolution de sulfate de cuivre dans de l'acide sulfureux liquide concentré; il se forme de l'acide sulfurique, mais cet acide ne dissout pas la plus petite quantité d'iodure. Ou filtre l'iodure, on le lave et on le dessèche à 120° au bain de chlorure de calcium; en divisant son poids par 1,501, on a le poids de l'iode.

---

25. *Sur un* NOUVEL ACIDE DU SOUFRE; par M. Langlois. (An. de Ch., t. 4, p. 77.)

J'ai annoncé avoir extrait l'acide hyposulfureux des hyposulfites par le moyen de l'acide perchlorique (An. des mines, 3e série, t. 17, p. 347). Mais j'ai reconnu depuis que le sel sur lequel j'ai opéré n'est pas un hyposulfite, mais un sel par-

ticulier qui renferme un acide nouveau auquel je donne le nom d'*acide sulfhyposulfurique*.

Pour préparer le sel, on fait passer de l'acide sulfureux dans une dissolution de carbonate pur jusqu'à sursaturation. La liqueur renferme alors beaucoup de cristaux de bisulfite de potasse sans sulfate. On introduit la dissolution et les cristaux avec de la fleur de soufre dans un ballon placé sur un bain de sable dont la température doit être très-peu élevée, et au bout de trois ou quatre jours le nouveau sel se trouve formé : pendant l'opération, il se dégage de l'acide sulfureux, il se forme un peu de sulfate et la liqueur se décolore complétement après avoir pris d'abord une légère teinte jaunâtre. Le liquide filtré à chaud laisse déposer le sel par refroidissement, mais il est mélangé de soufre, et il faut pour le purifier le dissoudre à l'aide d'une douce chaleur dans la plus petite quantité d'eau possible et laisser refroidir.

Le *sulfhyposulfate de potasse* cristallise en prismes à quatre pans terminés par des sommets dièdres, inaltérables à l'air. Sa saveur est légèrement salée et amère. Il est très-soluble dans l'eau, mais insoluble dans l'alcool. La chaleur le décompose aisément et le transforme en sulfate neutre avec dégagement d'acide sulfureux et dépôt de soufre. Les acides sulfurique et nitrique le décomposent; les acides chlorhydrique, chlorique et iodique ne l'altèrent pas. L'acide hyperchlorique en isole l'acide sulfhyposulfurique. Le sulfhyposulfate de potasse pur ne précipite ni les sels de chaux, ni les sels de baryte, ni les sels de plomb : il décolore le sulfate rouge de manganèse, mais il n'agit pas sur la solution de sulfate de cui-

vre. Il précipite du sulfure de mercure, des sels de protoxyde de mercure et du sulfate de protoxyde de mercure, des sels de bioxyde de ce métal. Il produit dans le nitrate d'argent un précipité blanc jaunâtre qui ne tarde pas à passer au noir. On peut considérer ce sel comme un hyposulfate contenant de plus un atome de soufre.

Pour l'analyser, j'en ai fait dissoudre 1 partie dans 100 parties d'eau et j'ai fait passer à travers la dissolution du chlore gazeux parfaitement pur jusqu'à saturation, d'où il est résulté que l'acide sulfhyposulfurique s'est transformé en acide sulfurique, en donnant naissance à une quantité d'acide chlorhydrique correspondante à la quantité d'oxygène absorbé. Après cela, je me suis débarrassé de l'excès de chlore, au moyen du mercure employé en grand excès qui l'absorbe complétement même à la température ordinaire. En dosant ensuite l'acide chlorhydrique, par le moyen du nitrate d'argent, on en déduit la proportion d'oxygène absorbé par l'acide que contient le sel; et comme, d'un autre côté, en en faisant bouillir une autre portion on peut savoir combien d'acide sulfurique il contient et combien de soufre il laisse déposer, il est facile de calculer la composition de l'acide. J'ai trouvé que cette composition est représentée par la formule $S^3 O^5$, et que le sel est KO, $S^3 O^5$ ou KO, SO^3, SO^2, S. Le nouvel acide pourrait être considéré comme formé d'acide sulfurique et d'acide hyposulfureux $SO^3 + S^2O^2$; mais, d'après l'ensemble de ses propriétés, il me paraît plus naturel de le regarder comme formé d'acide hyposulfurique et de soufre S^2O^5 S.

Il existe entre les propriétés du sulfhyposulfate

de potasse cristallisé et du liquide au milieu duquel les cristaux se produisent, des différences dont on ne peut reconnaître la cause : le liquide est décomposé par les acides étendus, et il se détruit même par l'évaporation dans le vide, et cependant le sel qu'il renferme a absolument la même composition que le sel en cristaux.

L'acide sulfhyposulfurique est liquide, incolore, inodore; sa saveur est acide, légèrement astringente et amère. On ne peut l'avoir entièrement pur qu'immédiatement après sa séparation de la potasse; on peut cependant le conserver fort long-temps. Les acides chlorique et iodique le décomposent.

---

26. *Préparation de l'acide* HYDROCHLORIQUE *pur et concentré*; par M. Grégory. (Bibl. de Gen., t. 36, p. 413.)

On met dans un ballon 4 p. de sel marin pur et 5 d'acide sulfurique à 1,65 de densité; on chauffe doucement et l'on conduit le gaz qui se dégage par un tube recourbé dans une fiole contenant 2 p. d'eau, et que l'on maintient à une température très-basse. On n'emploie pas de tube de sûreté, parce que le tube conducteur du gaz acide ne plonge dans l'eau du récipient que de 1/8 de pouce tout au plus. Au bout d'une heure, et en continuant à chauffer très-modérément, la fiole se trouve contenir 3 p. d'acide fumant et de 1,20 à 1,21 de densité. On enlève cet acide, on le remplace par 2 p. d'eau, on augmente le feu graduellement, et on continue à chauffer pendant une heure, et au bout de ce temps on obtient

encore 3 p. d'acide pur, mais dont la densité n'est plus que de 1,10.

---

27. *Sur la présence de l'*ARSENIC *dans certains acides* CHLORHYDRIQUES *du commerce*; par M. Dupasquier. (Journ. de Phar., t. 27, p. 718.)

On trouve dans le commerce des acides muriatiques qui contiennent de l'arsenic. Cet arsenic y est à l'état de chlorure, aussi ne peut-on pas le séparer par la dissolution. Sa proportion s'élève jusqu'à un millième. Il provient sans aucun doute des pyrites qui ont servi à la préparation de l'acide sulfurique employé pour décomposer le sel marin. Pour purifier l'acide arsenifère, il faut en précipiter l'arsenic à l'état de sulfure au moyen du gaz hydrogène sulfuré. Mais la séparation du sulfure présente quelque difficulté. Si on distille, il se régénère du chlorure d'arsenic; si l'on filtre à travers du verre ou du charbon animal, la liqueur passe encore un peu louche. Il faut donc nécessairement filtrer sur du papier. Mais pour lors il est indispensable d'étendre l'acide de la moitié de son volume d'eau.

---

28. *Préparation de l'acide* PERCHLORIQUE; par M. Nativelle. (Journ. de Pharm. t. 1, p. 498.)

Pour extraire sans perte l'acide perchlorique du perchlorate de potasse, on introduit dans une cornue de verre 500 p. de perchlorate pulvérisé, puis 1000 p. d'acide sulfurique à 66° et 100 p. d'eau tout au plus. On adapte à la cornue sans lut un long tube qui se rend dans un récipient tubulé entouré d'eau froide. On chauffe avec

modération et en évitant l'ébullition; l'acide distille presque sans acide sulfurique, et l'opération est terminée lorsque le résidu transparent que contient la cornue est devenu incolore. On obtient ainsi, terme moyen, 300 p. d'acide à 45° environ.

Pour enlever à cet acide la petite quantité de chlore et d'acide sulfurique dont il est mélangé, on l'agite d'abord avec un petit excès d'une dissolution saturée de nitrate d'argent, on sépare le précipité, puis on verse l'acide dans une grande capsule et on le met en contact avec du carbonate de baryte artificiel bien lavé jusqu'à ce qu'il s'en dissolve une petite quantité. On décante le liquide et on le distille en rejetant les premières parties, qui ne sont que de l'eau pure, et en ayant soin de ne pas dessécher tout à fait le résidu de perchlorate d'argent et de baryte.

L'acide ainsi obtenu est incolore, transparent, oléagineux comme de l'acide sulfurique et tout à fait pur. Sa densité est de 60 à 65°. 500 p. de perchlorate en produisent 150 p.

---

29. *Nouveau moyen d'obtenir l'*ACIDE IODIQUE; par M. Bourson. (Compt. rendus de l'Acad., t. 13, p. 1111.)

En traitant l'iode par l'acide nitrique le plus concentré, c'est-à-dire monohydraté, il se dissout promptement et sans perte; on évapore à sec et on laisse le résidu exposé à l'air libre, à une température de 15° environ, jusqu'à ce qu'il se résolve en liqueur sirupeuse. En plaçant ensuite cette liqueur dans un lieu un peu plus chaud et dont l'air soit plus sec, l'acide iodique se prend, au

bout de quelques jours, en très-beaux cristaux blancs dont la forme est rhomboïdale.

---

30. *Réactions pour reconnaître l'*ACIDE PHOSPHOREUX; par M. Wöhler. (An. der Chem., t. 39, p. 252.)

Si l'on mêle de l'acide phosphoreux avec une dissolution d'acide sulfureux dans de l'eau, et qu'on chauffe, il se forme aussitôt un abondant précipité de soufre, et l'acide phosphoreux se trouve transformé en acide phosphorique : c'est un très-bon moyen pour reconnaître de l'acide phosphorique officinal contenant de l'acide phosphoreux. S'il renferme en même temps de l'acide arsénieux, le dépôt jaunit par la précipitation du sulfure d'arsenic.

L'acide phosphoreux se décèle aussi très-bien à l'aide de l'appareil de Marsh, parce qu'alors il se produit de l'hydrogène phosphoré qui est très-reconnaissable à son odeur; si de plus on dirige la flamme tout contre une plaque de porcelaine, on remarque facilement un cercle de lumière dans la flamme étalée, comme lorsque le phosphore brûle dans un air étouffé ou dans le chlore.

---

31. *Sur la préparation de l'*ACIDE NITRIQUE; par M. Hess. (An. de Ch., t. 4, p. 307.)

Quand on verse de l'acide nitrique concentré sur du sulfate neutre de potasse, il se développe beaucoup de chaleur et il se forme une combinaison que l'on peut regarder comme analogue au bisul-

fate, et qu'il est nécessaire de chauffer pour en dégager l'acide nitrique. Le même composé se produit lorsque, pour préparer l'acide nitrique, on n'emploie que 1 atome d'acide sulfurique pour 1 atome de nitre.

Mais quand on double la proportion de l'acide sulfurique, une certaine quantité d'acide nitrique est mise immédiatement en liberté et se dégage en grande partie par la chaleur propre qui résulte du mélange. La distillation se divise alors en deux époques bien distinctes : c'est de l'acide liquide à 1 at. d'eau ($\dot{\text{H}}\overset{\therefore\cdot\cdot}{\text{N}}$) qui passe le premier; il exige, pour ne point éprouver de décomposition, que l'on opère à une température extrêmement ménagée, et il forme à peu près la moitié de l'acide contenu dans le nitre. Après cela, en élevant la chaleur et au moment où la masse saline commence à fondre, c'est de l'acide à 2 at. d'eau qui passe, et il faut le recueillir séparément en changeant de récipient.

---

32. *De la présence de l'*IODE *dans l'acide* NITRIQUE *du commerce;* par M. Lambert. (Jonrn. de Phar., t. 1, p. 297.)

L'acide nitrique concentré du commerce à 41° contient souvent de l'iode, mais les acides à 35 ou 36° n'en contiennent pas. On n'en trouve pas non plus dans le nitrate de soude.

Pour constater la présence de l'iode dans l'acide nitrique, on sature cet acide avec de la potasse ou de la soude, on y ajoute ensuite une solution claire d'amidon, puis quelques gouttes d'acide sulfurique, en ayant soin de n'ajouter une

autre goutte de cet acide qu'après qu'on s'est assuré que la précédente n'a pas produit de coloration. La présence de l'iode se décèle par la couleur bleue ou violette que prend la liqueur.

---

33. *Purification du* GAZ D'ÉCLAIRAGE; par M. Graham. (Phil. mag., juin 1841.)

On sait que l'hydrate de chaux cesse d'absorber le gaz acide hydrosulfurique longtemps avant qu'il soit saturé; mais lorsqu'on ajoute à cet hydrate son équivalent de sulfate de soude hydreux, l'action est beaucoup plus énergique et elle continue jusqu'à ce que deux équivalents d'acide hydrosulfurique aient été absorbés par un équivalent de chaux. Cet effet provient de ce que, sous l'influence de cet acide, le sulfate de soude est décomposé par la chaux; en lavant avec un peu d'eau, il se dissout de l'hydrosulfate de sulfure de sodium, dont on pourrait tirer parti pour la préparation de la soude.

---

34. *Sur l'*ULMINE, *l'acide* ULMIQUE, *etc.*; par M. Mulder. (Rap. ann. de M. Berz. 1842, p. 212.)

Lorsque l'on traite le sucre par de l'acide sulfurique ou chlorhydrique étendu, il se forme de l'ulmine et de l'acide ulmique qui sont bruns; de l'humine et de l'acide humique qui sont noirs; de l'acide glucique, de l'acide apoglucique et une petite quantité d'acide formique.

On obtient l'ulmine et l'acide ulmique en opérant à chaud, mais sans faire bouillir. On

sépare les deux substances l'une de l'autre par le moyen des alcalis ou des carbonates alcalins, qui dissolvent l'acide en se colorant en brun. La liqueur saturée d'acide hydrochlorique laisse déposer l'acide sous forme de flocons bruns; quand on dessèche cet acide à 140°, il cesse de perdre de l'eau, puis il en perd de nouveau au-dessus de 170°; à 195°, il est anhydre; si on le chauffe davantage, il s'en dégage de l'acide acétique.

L'ulmine est composée de :

Carbone.	0,6565	40 at.
Hydrogène.	0,0428	32
Oxygène.	0,3007	14

Et l'acide ulmique anhydre de :

Carbone.	0,6898	40 at.
Hydrogène	0,0394	28
Oxygène.	0,2708	12

Quand on mêle de l'ulmate d'ammoniaque neutre avec des sels métalliques, il se forme des précipités bruns d'ulmates doubles.

L'humine et l'acide humique se forment lorsqu'on chauffe la dissolution de sucre avec l'acide jusqu'à l'ébullition et au contact de l'air. La potasse dissout l'acide humique et le sépare de l'humine.

L'humine est composée de :

Carbone.	0,6444	40 at.
Hydrogène.	0,0394	30
Oxygène.	0,3162	15

L'acide hulmique hydraté a pour formule $C^{40}H^{24}O^{12} + 3H^2O$, et il est par conséquent isomérique avec l'humine.

La tourbe brune de la Frise renferme de l'ulmine et de l'acide ulmique.

La tourbe noire du lac de Harlem renferme de l'acide humique qui s'y trouve à l'état de combinaison avec son équivalent d'ammoniaque.

Toutes les terres végétales des champs et des jardins renferment des ulmates et des humates ammoniques qui se distinguent des ulmates et humates artificiels, en ce qu'ils sont solubles dans l'acétate de potasse; pour les extraire, on traite la terre successivement par l'alcool, et après cela par le carbonate de soude; on sursature la dissolution alcaline et on lave de nouveau avec de l'alcool le précipité d'ulmate ou d'humate qui se produit, pour le débarrasser des dernières traces d'acides crénique et apocrénique qu'il peut retenir.

---

35. *Analyse de la* MATIÈRE NOIRE *produite par l'alcool et l'acide sulfurique;* par MM. Lose et Erdmann. (Rap. ann. de M. Berzélius. 1842, p. 261.)

Pour préparer cette matière, on chauffe à 150° dans une cornue de l'acide sulfurique concentré et distillé, on fait arriver dans cette cornue des vapeurs d'alcool anhydre bouillant, et on maintient la température à 160° jusqu'à ce que la masse se soit suffisamment épaissie et que l'alcool passe inaltéré. Pendant l'opération, il se dégage du gaz oléfiant, de l'acide sulfureux, de l'acide carbonique, de l'huile de vin et de l'eau, mais il ne se produit pas d'éther.

Après le refroidissement, on ajoute de l'eau à la masse contenue dans la cornue, on la filtre et on lave complétement la matière brune qui reste non dissoute. Quand elle est sèche, cette matière

paraît noire, et elle a une cassure éclatante. Chauffée dans un creuset de platine ouvert, elle brûle d'abord, mais elle se transforme bientôt en une masse grise que l'on ne peut achever de brûler qu'en l'humectant de temps en temps avec de l'acide nitrique, après l'avoir porphyrisée. Soumise à la distillation sèche, elle donne de l'acide sulfureux, de l'hydrogène sulfuré, de l'eau et du soufre. Quand on la chauffe au creuset avec de la potasse, il se dégage des gaz inflammables et il se forme un sulfure et un sulfate alcalin. Elle est d'ailleurs indifférente à tous les réactifs par voie humide. Cependant l'acide nitrique concentré et bouillant finit par la détruire.

MM. Lose et Erdmann l'ont trouvée composée de :

	M. Lose.		M. Erdmann.
Carbone. . . .	0,62763	27 at.	0,62476
Hydrogène. . .	0,04014	21	0,04571
Soufre.	0,06226	1	0,06744
Oxygène. . . .	0,26997	9	0,26209
	1,00000		1,00000

36. *Mémoire sur les combinaisons du* SUCRE DE CANNE *avec les bases;* par M. Soubeiran (Journ. de Phar., t. 1er, p. 470).

J'ai trouvé dans le sucre barytique la même composition que M. Péligot.

Il y a deux composés de sucre et de chaux : le premier est tribasique et s'obtient en ajoutant un excès de lait de chaux à une dissolution de sucre de canne. Il est blanc, incristallisable. Si sa solu-

tion a été évaporée en couches minces, il se détache en écailles qui ont l'apparence de la gomme arabique. Sa saveur est extrêmement désagréable. Il est très-soluble dans l'eau, et il se sépare de sa dissolution à mesure qu'on la chauffe. Il n'est pas soluble dans l'alcool concentré, mais il peut être dissous par l'alcool faible et par l'alcool chargé de sucre.

L'autre composé de chaux est bibasique et beaucoup plus difficile à obtenir que le premier. Il faut pour cela ajouter 2 p. de chaux réduite en lait assez clair dans une dissolution de 13 p. de sucre, filtrer et précipiter par l'alcool.

Avec les sels de plomb, c'est la combinaison quadribasique qui a le plus de tendance à se former, ainsi que l'a trouvé M. Péligot.

Les composés de soude ou de potasse et de sucre sont très-déliquescents, mais à peine solubles dans l'alcool. Ils se dissolvent au contraire avec facilité dans une solution alcoolique de sucre. Une chaleur de 100° suffit pour leur faire éprouver un commencement de décomposition qui les colore en brun. L'acide carbonique de l'air les décompose partiellement.

Les proportions dans lesquelles le sucre se combine avec les bases conduisent à cette conséquence : l'équivalent du sucre contient 12 ou 24 équivalents de carbone. L'ensemble des faits est plus favorable à cette dernière hypothèse, qui a été préférée par M. Péligot, qu'à la première. Il en résulte la série suivante :

Sucre anhydre $C^{24} H^{36} O^{18}$.	= Su.
Sucre cristallisé.	Su + 4Aq.
Sucre quadriplombique. .	Su + 4PbO.
Sucre tricalcique.	Su + { 3 (CaO + H^2 O). 1 Aq.
Sucre bicalcique.	Su + { 2 (CaO + H^2 O). 2 Aq.
Sucre bibarytique.	Su + { 2 (BaO + H^2 O). 2 Aq.
Sucre potassique.	Su + { KO et probablem. 3 Aq.
Sucre sodique.	Su + { NaO et probabl. 3 Aq.
Sucre et sel marin.	Su + { Na Cl^2. 3 Aq.

Il est fort remarquable que tandis que l'oxyde de plomb élimine toute l'eau basique du sucre, de manière à ramener celui-ci à la formule $C^{24}H^{36}O^{18}$, les combinaisons avec les oxydes alcalins retiennent toute l'eau que le sucre cristallisé renfermait et peuvent tout aussi bien être représentées par une combinaison de sucre cristallisé avec les bases que par la série précédente, pour laquelle on doit admettre que l'affinité du sucre n'est pas assez forte pour déshydrater les bases alcalines, et que c'est l'hydrate et non l'oxyde qui fait partie de la combinaison.

---

37. *Réactions pour distinguer la* GOMME, *la* DEXTRINE, *le* SUCRE DE RAISIN *et le* SUCRE DE CANNE; par M. Frommer. (Ann. der Ch., t. 39, p. 360.)

En mélangeant chacune de ces substances en dissolution avec une lessive de potasse, et y ajou-

tant ensuite une dissolution de deutosulfate de cuivre, il se produit les réactions suivantes :

La gomme, et il en est de même de l'amidon, donne un précipité bleu, insoluble dans une eau alcaline, soluble dans l'eau pure et qui peut être bouillie sans noircir, ce qui prouve que ce n'est pas de l'hydrate de cuivre libre.

La dextrine ne donne à froid aucune trace de précipité, mais elle se colore en bleu foncé ; à la température de 85° centigrades, elle donne un précipité rouge et cristallin de protoxyde de cuivre, qui est entièrement soluble dans l'acide hydrochlorique. A l'aide de ces réactions, on peut se convaincre qu'en transformant l'amidon en dextrine et en sucre de raisin, il ne se forme pas de gomme comme produit intermédiaire.

Le sucre de raisin donne à froid une précipitation de protoxyde de cuivre, qui se forme peu à peu ; mais si l'on chauffe, la précipitation s'effectue aussitôt. Un liquide renfermant 1/100,000 de sucre de raisin, donne par l'ébullition un précipité encore sensible ; lorsqu'il n'en contient que 1/1,000,000, on remarque à la lumière réfléchie une coloration rougeâtre très-distincte.

Le sucre de canne colore la liqueur en bleu foncé, sans dépôt immédiat de protoxyde de cuivre ; mais, à l'aide d'une ébullition prolongée, il se forme un dépôt.

Ces réactions peuvent servir à démontrer que le sucre de canne, au contact de la levure, se transforme d'abord, et d'une manière fort rapide, en sucre de raisin.

Le sucre de lait se comporte comme le sucre de raisin, il effectue même la réduction du deutoxyde plus vite encore que ce dernier.

38. *Sur la décomposition du* BI-OXALATE D'AMMONIAQUE *par la chaleur et les produits qui en résultent*; par M. Balard. (Ann. de Ch., t. 4, p. 93.)

Quand on expose du bi-oxalate d'ammoniaque cristallisé à l'action de la chaleur dans un bain d'huile, ce sel éprouve la fusion ignée et commence à se décomposer à 220 ou 230°; il se boursoufle fortement en laissant dégager des gaz oxyde de carbone et acide carbonique, une quantité notable d'acide formique et une petite proportion d'oxamide très-blanche; après quoi, si l'on continue à chauffer, il se dégage de l'hydrocyanate et du carbonate d'ammoniaque, et la matière qui reste dans la cornue se prend en masse poreuse, légère et sensiblement jaune. A cette époque, il faut arrêter l'opération pour recueillir cette matière jaune qui renferme un produit nouveau.

En la traitant par l'eau, il s'en sépare de l'oxamide insoluble, et la liqueur est acide. En saturant cette liqueur avec de l'ammoniaque, elle donne, avec la dissolution concentrée de sel de baryte et de chaux, des précipités cristallins solubles dans l'eau bouillante, mais qui se déposent de nouveau par refroidissement, et que l'on peut obtenir très-blancs en les purifiant au moyen de charbon animal. Ces précipités renferment un nouvel acide auquel j'ai donné le nom d'acide *oxamique*.

D'après l'analyse que j'ai faite de l'oxamate d'ammoniaque et de l'oxamate d'argent, cet acide est composé de :

Carbone. . . .	C^4	300	26,9	26,1
Oxygène. . . .	O^6	600	53,8	53,4
Hydrogène. . .	H^6	37	3,4	3,9
Azote.	Az^2	177	15,9	16,6
		1.114	100,0	100,0

Anhydre et tel qu'il existe dans les oxamates secs, cet acide contient les éléments du bi-oxalate anhydre aussi, moins ceux d'un équivalent d'eau; il est au bi-oxalate d'ammoniaque ce que l'oxamide est à l'oxalate neutre, et il se trouve souvent avec l'alloxane de MM. Liebig et Wölher. A l'état isolé, il renferme un équivalent d'eau, et réunit ainsi les éléments du bi-oxalate d'ammoniaque anhydre. Comme les amides, auxquels il doit être assimilé, il peut reprendre les éléments de cet équivalent d'eau, et reproduire le bi-oxalate d'ammoniaque qui lui a donné naissance. Ce retour à l'état primitif s'opère par l'action de l'eau, aidée d'une température de 100°.

L'oxalate d'ammoniaque ne contient que l'équivalent d'eau indispensable à la constitution des sels ammoniacaux.

L'oxamate de baryte dégage de l'ammoniaque, et se transforme en oxalate lorsqu'on le traite par les alcalis. Il contient trois équivalents d'eau, qu'il perd quand on le soumet à un courant d'air chauffé à 150 degrés. L'acide sulfurique concentré le décompose en le changeant en un mélange de sulfate de baryte et de sulfate d'ammoniaque, avec dégagement d'oxyde de carbone et d'acide carbonique à volumes égaux.

39. *Sur quelques séparations opérées au moyen de l'*ACIDE SULFUREUX *ou des* SULFITES ALCALINS ; par M. P. Berthier.

L'acide sulfureux et les sulfites alcalins sont déjà employés depuis longtemps avec avantage dans plusieurs opérations docimastiques. J'ai moi-même indiqué quelques-uns de leurs usages, et montré particulièrement qu'à l'aide de l'acide sulfureux, on se procure aisément de l'oxyde de titane et de la zircône parfaitement purs, substances dont, comme on sait, il est très-difficile de séparer les dernières traces de fer, et qu'on sépare facilement le chrome du fer, l'alumine de la glucine, etc. Et, à cette occasion, j'ai recherché quelle est l'action de l'acide sulfureux sur les sulfures métalliques les plus communs et sur quelques bases (*Voyez* Ann. de Ch., t. 51, p. 191 ; et Ann. des Mines, t. 5, p. 451, 3e série). J'ai trouvé depuis que ce réactif, soit libre, soit à l'état de combinaison avec un alcali, était susceptible de nouvelles applications que je crois fort utiles. Je vais faire connaître ces applications en indiquant d'abord succinctement les propriétés fondamentales des principaux sulfites.

Les *sulfites de baryte et de strontiane* sont presque insolubles dans l'eau et très-peu solubles dans l'acide sulfureux.

L'acide sulfureux dissout facilement le carbonate de chaux, même natif. Le *sulfite de chaux* n'est guère plus soluble dans l'eau pure que le sulfate ; il se dissout en assez grande quantité dans l'acide sulfureux ; mais lorsqu'on fait bouillir la dissolution, il s'en sépare, pour la plus grande partie, à l'état de cristaux grenus.

La *magnésie* calcinée se dissout aisément dans l'acide sulfureux, même à froid; la liqueur ne se trouble aucunement par l'ébullition, et si on la rapproche ou si on la soumet à l'évaporation spontanée, elle fournit des cristaux prismatiques, transparents, de sulfite.

L'*yttria*, à l'état d'hydrate ou de carbonate, se dissout bien dans l'acide sulfureux, et les dissolutions de ses sels ne sont pas troublées à froid par les sulfites alcalins; mais si l'on fait bouillir la dissolution, la terre s'en précipite en totalité à l'état de sous-sulfite complétement insoluble dans l'eau, mais soluble dans l'acide sulfureux.

La *glucine* se comporte avec l'acide sulfureux comme la magnésie, et ses dissolutions ne se troublent pas par l'ébullition.

L'*alumine* se dissout dans l'acide sulfureux, mais seulement lorsqu'elle est à l'état d'hydrate humide; elle se précipite ensuite complétement de la liqueur par l'ébullition, et le dépôt est de l'hydrate pur, et non un sous-sulfite. Cet hydrate est gélatineux, facile à filtrer et à laver, et après qu'il a été desséché, il est pulvérulent, opaque et d'un beau blanc. Les sulfites alcalins ne troublent pas les sels d'alumine à froid; mais si l'on fait bouillir, la terre s'en sépare en totalité. Lorsque l'on verse de l'ammoniaque en excès dans une dissolution de sulfite d'alumine, il se redissout une proportion considérable de la terre qui est d'abord précipitée; mais en faisant bouillir, la portion dissoute se dépose à son tour.

La *zircône* et l'*acide titanique*, à l'état d'hydrate même humide, ne se dissolvent qu'en très-petite quantité dans l'acide sulfureux, et la portion dissoute se sépare en totalité de la liqueur

par l'ébullition. Les dissolutions de zircône et de titane ne sont pas troublées à froid par le sulfite d'ammoniaque; mais lorsqu'on fait bouillir jusqu'à ce qu'il ne se manifeste plus aucune odeur d'acide sulfureux, les deux oxydes se précipitent complétement; ils sont faciles à filtrer, et après qu'ils ont été lavés à l'eau chaude, ils ne retiennent pas une quantité notable d'acide sulfureux.

Le *carbonate d'urane ammoniacal* se dissout à froid sans difficulté dans l'acide sulfureux, et lorsqu'on fait bouillir la liqueur, tout l'urane s'en sépare à l'état de sous-sulfite grenu et d'un beau jaune. Les dissolutions jaunes d'urane sont également décomposées par le sulfite d'ammoniaque à l'aide de l'ébullition, mais elles ne sont pas troublées à froid par ce réactif.

Quand on ajoute de l'acide sulfureux en excès à une dissolution de *tunstate d'ammoniaque*, celui-ci n'éprouve aucune altération, et si l'on sursature la liqueur d'acide sulfurique, l'acide tunstique se précipite, et l'acide sulfureux ne le fait pas changer d'aspect, même à chaud.

Le *molybdate d'ammoniaque* se comporte autrement : l'acide sulfureux le fait devenir en peu de temps d'un très-beau bleu, mais il ne se fait aucun précipité dans la liqueur, et on peut la rapprocher beaucoup en vases clos sans qu'elle se trouble et sans qu'elle se décolore.

Pour dissoudre l'*hydrate* ou le *carbonate de chrôme* dans l'acide sulfureux, il faut délayer dans beaucoup d'eau et sursaturer la liqueur d'acide. Cette liqueur est verte, elle se décompose par l'ébullition, et laisse déposer le chrôme qu'elle contenait à l'état de sous-sulfite grenu et vert. L'ammoniaque ne la trouble pas, non plus que les

carbonates alcalins; mais ces réactifs lui communiquent une couleur vineuse faible, semblable à celle de l'acétate de chrôme. Les sulfites alcalins ne précipitent aucunement les sels de chrôme, même à l'aide d'une ébullition prolongée.

Lorsqu'on fait passer du gaz acide sulfureux dans une dissolution de *chrômate neutre de potasse*, il s'y forme un dépôt brun considérable de deutoxyde de chrôme, puis le dépôt verdit et se redissout peu à peu, et l'on a en définitive une liqueur verte qui contient de l'acide sulfurique, de l'acide hyposulfurique et de l'acide sulfureux. En faisant bouillir cette liqueur, tout l'acide sulfureux se dégage et le chrôme se précipite presque en totalité à l'état de sous-sulfite de protoxyde. L'acide sulfureux colore immédiatement en vert les dissolutions de *bichrômate alcalin*, sans les troubler, et les change en un mélange de sulfate et d'hyposulfate d'oxyde de chrôme; il ne s'y forme pas de précipité par l'ébullition.

Le *carbonate de cérium*, tel qu'on l'obtient au moyen de la cérite, se dissout sans difficulté dans l'acide sulfureux, et les sels de cérium ne sont pas troublés à froid par les sulfites alcalins; mais, à l'aide de l'ébullition, ces sels sont complétement décomposés, ainsi que le sulfite pur, et tout le métal s'en sépare à l'état de sous-sulfite grenu et blanc, tout comme l'yttria. Si, outre le cérium, il existe réellement dans la cérite deux autres métaux, le *lanthane* et le *didyme*, il s'ensuit que ces métaux se comportent tous les trois de la même manière avec l'acide sulfureux.

On sait qu'en se dissolvant dans l'acide sulfureux, tous les *oxydes de manganèse*, supérieurs au protoxyde, donnent un mélange de sulfate,

d'hyposulfate et de sulfite. Pour avoir le sulfite pur, il faut employer le carbonate. Ce sel se dissout complétement dans un excès d'acide; mais si l'on chasse cet excès par la chaleur, il se précipite un sous-sel qui est peu soluble dans l'eau, mais qui se dissout aisément dans l'acide sulfureux. Les dissolutions de manganèse ne sont pas troublées à froid par le sulfite de potasse, mais à la température de l'ébullition, elles se comportent avec ce réactif comme le sulfite pur. Au contraire, lorsqu'on ajoute à ces dissolutions du sulfite d'ammoniaque, elles ne se troublent aucunement, quelle que soit la durée de l'ébullition.

Le *fer*, à l'état d'hydrate de peroxyde humide, se dissout immédiatement dans l'acide sulfureux. L'hydrate natif est lui-même soluble, quoiqu'il ne soit que faiblement attaqué par cet acide; la liqueur, d'abord rouge, se décolore assez promptement. Lorsqu'on verse un sulfite alcalin dans la dissolution d'un sel de peroxyde de fer, la liqueur devient immédiatement d'un rouge intense, lors même qu'elle est très-étendue; mais elle se décolore presque instantanément lorsqu'on la chauffe, et cette décoloration s'effectue même à froid, spontanément et en fort peu de temps; il se forme de l'acide sulfurique, et le fer est ramené à l'état de protoxyde. Les dissolutions ne se troublent pas par l'ébullition, lorsqu'on fait en sorte d'éviter le contact de l'air; mais si, après que l'excès d'acide en a été expulsé, on les laisse exposées au contact de l'atmosphère, il s'en sépare assez promptement, surtout à chaud, une substance d'un brun rouge, qui doit être un sous-sel de peroxyde de fer, et la liqueur se colore elle-même sensiblement en rouge.

Les dissolutions de sulfite de fer ne sont préci-

pitées qu'en partie par l'ammoniaque, et il paraît même qu'elles ne le sont pas du tout quand elles sont suffisamment acides ; mais après l'addition de l'ammoniaque, le fer en est complétement précipité par les hydrosulfates, ce qui n'aurait pas lieu avec le sulfite pur, parce qu'il se formerait un hyposulfite soluble.

Les sels de *cobalt* et de *nickel* ne sont aucunement troublés par le sulfite d'ammoniaque, même après une longue ébullition ; mais avec le sulfite de potasse et en faisant bouillir, ils sont en partie décomposés : cependant il reste une assez forte proportion d'oxyde dans la dissolution ; le dépôt est un sous-sulfite qui paraît devenir de plus en plus basique par le lavage.

L'acide sulfureux liquide agit à froid sur le *deutoxyde de cuivre* calciné, mais lentement et faiblement, et la liqueur se colore sensiblement en vert. En chauffant l'action est assez prompte, et l'on a une liqueur bleue qui ne contient que du sulfate neutre de deutoxyde de cuivre, et, pour résidu une substance écailleuse cristalline, d'un très-beau rouge de cochenille, qui équivaut aux 0,8 du deutoxyde employé. En versant de l'acide sulfureux sur du carbonate de cuivre artificiel ou naturel, il y a dissolution avec effervescence, et l'on obtient une liqueur qui tient en dissolution du sulfite de deutoxyde ; mais ce sel se décompose spontanément, peu à peu à la température ordinaire, surtout sous l'influence de la lumière solaire, et très-rapidement pour peu que l'on chauffe. La liqueur devient bleue, et ne renferme plus que du sulfate neutre de deutoxyde, et il se fait un précipité de sulfite écailleux rouge.

L'acide sulfureux n'altère les sels de deutoxyde de cuivre ni à froid ni à chaud. Si l'on

verse une dissolution de sulfite alcalin dans un sel de deutoxyde de cuivre, la liqueur devient verte immédiatemeut, et il est probable d'après cela qu'il se forme du sulfite de deutoxyde; mais il ne s'y produit aucun précipité instantanément. Si ensuite on abandonne la dissolution à elle-même, elle se décompose peu à peu, et la même décomposition s'effectue très-rapidement si on la soumet à l'ébullition. Il se forme un dépôt lourd, grenu, cristallin, brillant, d'un très-beau rouge de cochenille, et si le sulfite alcalin est en excès, il ne reste pas trace de cuivre dans la liqueur.

Le dépôt rouge est du sulfite de protoxyde de cuivre un peu hydraté, ainsi que l'a déjà montré M. Chevreul. Chauffé dans une cornue, il donne de l'eau, de l'acide sulfureux et du protoxyde de cuivre d'un rouge un peu plus foncé que le sel. Exposé à l'air humide, il s'altère peu à peu et se transforme en un mélange de sulfate neutre et de sous-sulfate de deutoxyde. Il est absolument insoluble dans l'eau, mais il se dissout dans l'acide sulfureux; l'ammoniaque et l'acide muriatique le dissolvent également, mais l'acide sulfurique, même étendu et sans le secours de la chaleur, le décompose instantanément et le transforme en deutoxyde, qui se dissout, et en cuivre métallique, qui reste sous forme d'une poudre excessivement ténue d'un rouge foncé et sans éclat, mais qui sous le brunissoir, ne tarde pas à présenter çà et là des paillettes jouissant d'un reflet métallique décidé.

Le *protochlorure d'étain* est précipité à froid par le sulfite d'ammoniaque, mais non pas complétement. Pour qu'il ne reste pas d'étain dans la liqueur, il est nécessaire de la faire bouillir. Le dépôt obtenu à froid est un sous-sulfite d'un beau blanc; mais si l'on tient ce sous-sulfite dans l'eau

bouillante pendant un temps suffisant, il abandonne tout son acide, et il se transforme en protoxyde anhydre d'un jaune pâle.

Le *tartrate d'antimoine* potassique (émétique) n'est aucunement troublé par le sulfite d'ammoniaque, lors même que l'on soumet la liqueur à une longue ébullition.

L'oxyde de zinc (pompholix) est soluble à froid dans l'acide sulfureux; quand on fait bouillir la dissolution, elle laisse déposer un sous-sulfite qui, par une longue ébullition, paraît se décomposer en devenant de moins en moins soluble. Les sels de zinc ne sont pas précipités par le sulfite d'ammoniaque, même à la faveur de l'ébullition.

Le sulfite d'ammoniaque décompose assez promptement le *deutochlorure de mercure* (sublimé corrosif) à l'aide de la chaleur. Il se forme d'abord du protochlorure qui se dépose en petites paillettes cristallines nacrées; puis, si l'on continue de chauffer avec une quantité suffisante de sulfite, le chlorure devient d'abord gris, ensuite noir, et il finit par se réduire complétement. Le mercure, qui commence par former une boue volumineuse. se contracte peu à peu, mais sans prendre d'éclat. Pour le réunir en globules, il faut, comme on sait, le chauffer avec de l'acide muriatique.

Le *nitrate d'argent* est précipité par l'acide sulfureux et par les sulfites alcalins, et il ne reste qu'une très-petite quantité d'argent dans la liqueur. Le dépôt de sulfite est granuleux, d'un beau blanc et tout à fait semblable au chlorure pour l'aspect; il est insoluble dans l'eau et presque insoluble dans l'acide sulfureux; l'acide acétique ne le décompose pas; mais les acides forts en dégagent l'acide sulfureux. Il se dissout aisément dans l'ammoniaque. Lorsqu'on le fait bouillir dans l'eau ou lors-

qu'on le dessèche sur un filtre à une chaleur voisine de 100°, il se transforme en argent métallique et en sulfate d'argent. Il se réduit complétement et très-facilement lorsqu'on ajoute un sulfite alcalin à l'eau dans laquelle on le fait bouillir. Quand on maintient à l'état d'ébullition une dissolution ammoniacale de chlorure d'argent, à laquelle on a mélangé du sulfite d'ammoniaque, tout l'argent s'en précipite à l'état métallique sous forme d'une poudre matte d'un blanc un peu blond. C'est un moyen de se procurer de l'argent dans un état de division extrême. En faisant bouillir du chlorure d'argent récent et humide dans une dissolution de sulfite, il se décompose et se change assez promptement aussi en argent métallique. Si l'on tient à ce que cet argent soit parfaitement pur, il faut le laver avec de l'ammoniaque.

Les *dissolutions d'or* sont réduites immédiatement, même à froid, par l'acide sulfureux et par les sulfites; la liqueur devient bleuâtre par transparence, et en la faisant bouillir l'or s'en précipite sous forme d'une poudre brune.

Le *deutochlorure de platine* est décoloré, mais lentement, à chaud, par l'acide sulfureux. Il l'est au contraire très-promptement par les sulfites de potasse ou d'ammoniaque si la dissolution a été préalablement échauffée presque jusqu'au point d'ébullition; quand on ne met pas un excès de sulfite, la liqueur reste limpide tout en se décolorant complétement; mais dans le cas contraire, il s'y forme un précipité blanc grenu, qui augmente par le refroidissement. Ce dépôt, qui est probablement un protochlorure double alcalin, est soluble dans une grande quantité d'eau, surtout à chaud. Lorsque les dissolutions de deutochlorure de platine et de sulfite d'ammoniaque ou

de potasse sont froides, leur mélange donne immédiatement lieu à un dépôt grenu jaune de deutochlorure platino-alcalin; mais si l'on fait ensuite chauffer ce dépôt dans une liqueur qui contient du sulfite, il se dissout en se décolorant, et la dissolution, si elle est suffisamment concentrée, laisse ensuite déposer par refroidissement la substance grenue blanche dont il a été question plus haut.

Voici maintenant quelques procédés de séparations chimiques, concernant des cas qui se présentent fréquemment, et qui se déduisent des faits ci-dessus exposés.

Alumine et glucine. Ces deux terres se rencontrent ensemble dans l'émeraude et dans d'autres minéraux, et l'on a toujours à les séparer l'une de l'autre pour se procurer la glucine pure. Si elles ont été toutes les deux dissoutes dans l'acide sulfurique, on peut d'abord se débarrasser de la plus grande partie de l'alumine en l'amenant à l'état d'alun par l'addition d'une certaine quantité de sulfate d'ammoniaque à la dissolution concentrée; après cela on ajoute à la liqueur décantée et étendue d'eau, du sulfite d'ammoniaque en excès et on la fait bouillir jusqu'à cessation de dégagement d'acide sulfureux : toute l'alumine se dépose et la glucine reste dans la dissolution, dont on la précipite ensuite par l'ammoniaque. Au lieu de cela, on pourrait précipiter les deux terres par l'ammoniaque, les reprendre tout humides par l'acide sulfureux, qui les redissoudrait, et faire bouillir la dissolution jusqu'à séparation complète de l'alumine.

Alumine et magnésie. On peut séparer la magnésie de l'alumine de la même manière que la glucine.

Yttria et glucine, *cérium et glucine*. On sépare l'yttria ou le cérium de la glucine tout comme l'alumine. On a trouvé de cette manière une quantité considérable de glucine dans un échantillon d'yttria conservé dans le laboratoire de l'école des mines, comme ayant été extrait de la gadolinite. On sait effectivement aujourd'hui que certaines gadolinites renferment de la glucine.

Alumine ou yttria et fer ou manganèse, *cobalt*, *nickel*, *zinc*. On ajoute du sulfite d'ammoniaque à la dissolution et l'on fait bouillir, ou bien on traite le mélange d'hydrate humide par l'acide sulfureux, si ce mélange ne renferme pas d'autre métal que le fer; la présence de la plus petite trace de fer est décelée par la couleur rouge brun que prend immédiatement la liqueur. En faisant bouillir celle-ci elle se décolore, toute l'alumine ou toute l'yttria s'en sépare et le fer seul reste en dissolution. Mais il faut prendre quelques précautions pour opérer la filtration, parce que l'action de l'air pourrait déterminer la formation d'un dépôt ocreux qui souillerait la terre. On fait bouillir la dissolution dans un vase à col étroit, puis, quand il ne se dégage plus d'acide sulfureux, on remplit à peu près complétement ce vase avec de l'eau bouillante et on le bouche, on décante la liqueur sur un filtre quand elle est tout à fait froide, on la remplace par de l'eau bouillante et l'on achevé enfin la filtration et le lavage. Si le fer contenait une certaine quantité d'acide phosphorique, cet acide serait entraîné par la terre. Il en serait probablement de même de l'acide arsénique.

Zircône ou acide titanique et fer, *etc*. Pour purifier un précipité de zircône ou d'acide titanique qui contient une petite quantité d'oxyde de

fer, on ne peut employer l'action directe de l'acide sulfureux, parce que cet acide ne dissout qu'une petite partie du précipité et n'en sépare pas la totalité du fer. Il faut, ou amener d'abord le fer à l'état de protosulfure, de la manière qui a été indiquée ailleurs, ou employer l'action du sulfite d'ammoniaque, ce qui est beaucoup plus simple. Pour cela, on dissout le précipité dans l'acide muriatique, on sature aussi exactement que possible l'excès d'acide par l'ammoniaque; on ajoute du sulfite d'ammoniaque en excès à la dissolution, on la fait bouillir jusqu'à ce qu'elle cesse de se troubler et on la filtre en prenant les précautions convenables. Tout le fer reste dans la liqueur, et celle-ci ne retient ni zircône ni titane.

Urane et fer, manganèse, cobalt, nickel ou zinc. On sépare l'urane de tous ces métaux en faisant bouillir sa dissolution après y avoir ajouté du sulfite d'ammoniaque. On pourrait encore en séparer le fer, mais le fer seulement, en précipitant les deux métaux par un carbonate alcalin, reprenant le précipité par l'acide sulfureux et faisant bouillir; tout le fer resterait dans la liqueur. Si l'urane ne renfermait que de très-petites quantités de manganèse, de cobalt, de nickel ou de zinc, ces métaux en seraient également séparés de cette manière et resteraient en dissolution.

Chrôme et fer. Pour séparer ces deux métaux l'un de l'autre, on les précipite par l'ammoniaque ou par le carbonate d'ammoniaque et l'on traite le précipité humide par de l'acide sulfureux employé en léger excès; tout le fer se dissout, ainsi qu'une certaine quantité de chrôme,

et le reste de ce dernier métal se transforme en sous-sulfite pur; on fait bouillir la dissolution jusqu'à décoloration et elle ne contient plus alors que le fer; pour en précipiter ensuite ce métal, on en chasse d'abord l'acide sulfureux, soit au moyen de l'acide sulfurique, soit au moyen de l'eau régale, et on y ajoute ensuite un alcali ou un carbonate alcalin; ou bien sans décomposer le sulfite, on précipite le fer par un hydrosulfate alcalin.

Lorsqu'une dissolution de chrôme renferme en même temps une suffisante quantité d'alumine, tout l'oxyde est entraîné par cette terre quand on la précipite par le sulfite d'ammoniaque; de là un moyen de séparer le chrôme du fer, du manganèse, etc. Les métaux étant dissous, on ajoute à la liqueur une dissolution quelconque d'alumine, de l'alun par exemple, puis on y verse du sulfite d'ammoniaque et on la fait bouillir jusqu'à ce qu'elle cesse de se troubler; on la filtre et si la liqueur conserve encore une teinte verte on y ajoute de nouveau de l'alun et du sulfite d'ammoniaque, etc. Le précipité contient tout le chrôme et toute l'alumine sans mélange d'autres oxydes. En le traitant par la potasse caustique à froid, il se dissout en totalité, mais la dissolution abandonne tout le chrôme à la chaleur de l'ébullition et il n'y reste que l'alumine.

Cuivre et fer, manganèse, cobalt, nickel ou zinc. En ajoutant du sulfite d'ammoniaque en excès à la dissolution de tous ces métaux et la faisant bouillir, tout le cuivre s'en précipite à l'état de sous-sulfite rouge et se précipite seul. On pourrait employer ce moyen particulière-

ment pour faire l'analyse du laiton; après que le cuivre aurait été séparé on précipiterait le zinc par un hydrosulfate, etc.

Étain et fer, etc. Le sulfite d'ammoniaque employé à chaud ne précipite que l'étain.

Étain et antimoine. Les deux métaux étant dissous dans l'acide muriatique concentré, on ajoute de l'acide tartrique à la dissolution, on l'étend d'eau, on y verse du sulfite d'ammoniaque, et on la fait bouillir; tout l'étain se précipite et l'antimoine reste dans la liqueur.

Or et cuivre. On pourrait séparer l'or du cuivre au moyen de l'acide sulfureux; en faisant bouillir la liqueur, l'or se rassemblerait en grumeaux, l'acide sulfureux se dégagerait et le sel de cuivre resterait pur et rendu seulement un peu acide par l'effet de la formation d'une certaine quantité d'acide sulfurique.

Or et platine. Le même moyen s'appliquerait à l'analyse d'un alliage d'or et de platine.

---

40. *Sur les combinaisons du* CHLORE *avec les bases;* par M. Gay-Lussac. (Ann. de Ch., t. 5, p. 273.)

Berthollet pensait que le chlore, en arrivant dans une dissolution alcaline, se combine directement avec la base, et forme un chlorure d'oxyde qui se maintient jusqu'au moment ou l'insolubilité, rendue active par la saturation de la liqueur, détermine son partage en chlorure métallique et en chlorate.

M. Berzélius a le premier ébranlé cette opinion, en faisant voir qu'une dissolution de carbonate de

potasse, saturée de chlorure de potassium, dans laquelle on dirige un courant de chlore, laisse déposer, sans aucune apparence d'oxygène, du chlorure de potassium qu'il suppose nouvellement formé : d'où il résulte qu'il a dû se produire en même temps un composé oxygéné.

On doit à M. Soubeiran deux expériences qui rendent très-probable la théorie de M. Berzélius. 1° Il a décomposé une dissolution de chlorure de chaux par le carbonate d'ammoniaque, et il a obtenu ainsi un liquide décolorant, qui ne pouvait pas être un chlorure d'ammoniaque; 2° il a évaporé une dissolution de chlorure de soude dans le vide, à une basse température, et il a obtenu des cristaux de sel marin, et un résidu qui, ramené en l'étendant d'eau au volume primitif de la dissolution, en avait conservé sensiblement la force décolorante.

M. Balard ayant découvert un nouvel acide auquel il a donné le nom d'acide *hypochloreux*, en traitant par le chlore l'oxyde rouge de mercure delayé dans l'eau, a admis que les liqueurs chlorées décolorantes renferment des *hypochlorites*.

M. Martens, auquel on doit une dissertation intéressante sur les combinaisons du chlore avec les bases, n'en persiste pas moins à penser que les chlorures décolorants sont des combinaisons directes du chlore avec les bases.

Enfin, tout récemment, M. Millon a prétendu que le chlore qui se combine avec les bases monoxydées, était complémentaire de tout l'oxygène qu'elles pouvaient prendre pour se suroxyder; mais cette théorie ne se réalise point, et aucun fait ne vient lui prêter son appui.

Je m'estimerai heureux si, en présentant les

observations qui me sont particulières, je parviens à dissiper les doutes qui sont restés dans l'esprit de quelques chimistes sur un sujet dans lequel M. Balard n'a laissé qu'à glaner.

Si l'on prend une dissolution aqueuse de chlore d'un titre connu, et si l'on y verse par petites parties de l'oxyde de mercure très-divisé délayé dans l'eau, une légère agitation fait disparaître l'oxyde, rien ne se dégage et la liqueur devient parfaitement transparente. Si on l'essaye au chloromètre, après y avoir ajouté un léger excès d'oxyde, on lui trouve exactement le même titre qu'à la dissolution du chlore, en tenant compte de la petite augmentation de volume que lui a fait éprouver l'addition de l'oxyde de mercure.

Un volume donné de cette même liqueur mercurielle, distillé aux cinq sixièmes environ, donne un produit qui, ramené au volume primitif en l'étendant d'eau, a précisément le titre de la liqueur avant la dissolution.

Enfin, pendant la distillation, la liqueur mercurielle ne laisse point déposer d'oxyde de mercure, et le résidu est du chloride de mercure très-pur, cristallisé en belles aiguilles.

De ces faits il résulte : premièrement, que l'acide hypochloreux, provenant de l'action du chlore sur l'oxyde de mercure, reste entièrement libre dans la liqueur, sans contracter d'union avec cet oxyde ; car si elle avait lieu, la distillation, en détruisant la combinaison, aurait nécessairement déterminé une précipitation d'oxyde de mercure.

Secondement, que, puisqu'il s'est formé du chloride de mercure sans qu'il se soit dégagé d'oxygène, il faut nécessairement que la liqueur

chlorée ait acquis l'oxygène équivalent au chloride formé.

Troisièmement, que, puisque le pouvoir décolorant n'a pas éprouvé d'altération, malgré la soustraction du chlore, il faut que la perte qui devrait résulter de cette soustraction soit exactement compensée par le pouvoir décolorant de l'oxygène acquis.

Quatrièmement enfin, que, puisque l'acide hypochloreux est libre dans la liqueur de toute combinaison, il doit renfermer le chlore employé, diminué de celui du chloride de mercure, et l'oxygène, abandonné par le métal entré dans ce dernier composé. L'analyse de l'acide hypochloreux se réduit donc à connaître le chlore avant sa saturation par l'oxyde de mercure; à décomposer par un alcali, la potasse par exemple, le chloride de mercure formé, et à recueillir exactement l'oxyde précipité. L'expérience fait voir que le chlore se partage en deux parties égales, dont l'une se combine avec le mercure de l'oxyde, et l'autre avec son oxygène pour former l'acide hypochloreux : d'où il suit que cet acide renferme des équivalents égaux de chacun de ses éléments, ainsi que M. Balard l'avait trouvé.

On obtient très-aisément l'acide hypochloreux à l'état gazeux en mettant en contact, dans un flacon bouché, de l'oxyde de mercure bien desséché avec du chlore; en quelques secondes d'agitation, la couleur du chlore s'évanouit et l'opération est terminée; et en ouvrant le flacon sous le mercure, on reconnait que le volume du gaz a diminué de moitié.

L'acide hypochloreux est tout à fait incolore, son caractère dominant est d'être très-peu stable;

gazeux, il fait quelquefois explosion à la température ordinaire; en dissolution dans l'eau, il a plus de stabilité; néanmoins il s'y décompose peu à peu spontanément, et il se résout en chlore, oxygène et acide chlorique. L'eau en dissout plus de cent fois son volume.

Un volume donné de gaz hypochloreux contenant un égal volume de chlore et un demi-volume d'oxygène, et ces deux corps ayant exactement dans l'acide le même pouvoir décolorant, il en résulte que le titre d'une dissolution d'acide hypochloreux doit être attribué pour une moitié au chlore et pour l'autre à l'oxygène.

Les dissolutions d'acide hypochloreux concentrées se décomposent par la chaleur comme par la lumière; mais lorsqu'elles sont au-dessous du titre de 700 à 800 degrés chlorométriques, on peut les distiller sans perte notable d'acide en ne conduisant pas trop lentement l'opération; le liquide condensé est de moins en moins acide, et il ne reste que l'eau dans la cornue.

Il arrive quelquefois d'avoir en dissolution dans le même liquide du chlore et de l'acide hypochloreux. On les sépare l'un de l'autre avec une précision suffisante, en tenant quelque temps au bain-marie le liquide, ramené à 600 ou 700 degrés par une addition d'eau; le chlore seul se dégage.

M. Balard a comparé l'acide hypochloreux à l'acide hyposulfureux, et en représentant ce dernier par SO, il a donné pour formule au premier Cl^2O. Mais cette assimilation ne me paraît pas exacte, parce que, pour saturer jusqu'à saturation un équivalent d'une base, KO, par exemple, il faut employer S^2O^2 et non pas SO, tandis que ClO suffit (Cl représente pour moi un équivalent

de chlore). Il est évident pour moi que les combinaisons formées par l'acide hypochloreux et les bases ne peuvent être assimilées aux hyposulfites et aux hypophosphites, et que leur véritable formule, en appelant R le radical métallique, est $ClO\,RO$ et $'Cl^{2}O^{3}\,RO$. La dénomination d'acide hypochloreux cesse alors d'être exacte, et je propose de la remplacer par celle d'*acide chloreux*; ses sels seront des *chlorites*.

Les chlorites ont très-peu de stabilité; ils se décomposent même à froid, s'ils ne sont pas tenus à l'abri de la lumière. A la température de l'eau bouillante, la décomposition est assez rapide; ils se transforment en chlorates et en chlorures, et en même temps ils laissent dégager une quantité d'oxygène d'autant plus grande en général qu'ils sont plus basiques. Les oxacides, même l'acide carbonique, en dégagent l'acide chloreux, et l'on peut obtenir cet acide isolé par la distillation.

Si le chlorite est mélangé d'un chlorure métallique en quantité suffisante, et qu'on ajoute de l'acide sulfurique en excès, le chlore se manifeste aussitôt avec effervescence; le métal du chlorure prend l'oxygène de l'acide chloreux pour se dissoudre dans l'acide sulfurique, et le chlore, tant du chlorure que de l'acide, devient libre et se dégage. Mais si l'acide sulfurique est ajouté avec ménagement, et tout juste au plus pour ne décomposer que le chlorite, il ne se dégage plus alors du chlore, mais bien de l'acide chloreux. Les chlorures d'oxyde soumis aux mêmes épreuves se comportent absolument de la même manière. Cette expérience est capitale : en effet, si un chlorure d'oxyde n'était qu'une combinaison directe d'oxyde et de chlore, la moindre quantité d'acide

sulfurique déplacerait aussitôt du chlore, ce qui n'est pas. Il est donc de toute nécessité, pour expliquer ces faits, que le chlore, en arrivant dans une dissolution alcaline, donne deux produits différents : l'un très-faible, qui se décompose le premier par les acides ; l'autre plus stable, qui ne se décompose qu'après ; et ces deux produits ne peuvent être qu'un chlorite d'oxyde et un chlorure métallique.

Le chlore décompose les chlorites, au moins en partie, et en effet la distillation du chlorite, après l'addition du chlore, donne constamment de l'acide chloreux ; il agit sur la base, la désoxyde et forme du chlorure métallique et une nouvelle quantité d'acide chloreux, qui s'ajoute à celle abandonnée par la portion de base décomposée. Mais l'action du chlore ne se borne pas à ce simple effet : avec cette tendance à séparer l'oxygène de la base, il provoque une rupture d'équilibre qui s'effectue bientôt, et la plus grande partie de l'oxygène se concentre dans le composé plus stable $ClO^5 RO$, c'est-à-dire que le chlorite se transforme en chlorate. Que l'on opère avec un chlorite ou avec un chlorure d'oxyde, le résultat est le même.

L'action de la chaleur sur les chlorites et sur les chlorures d'oxydes en dissolution est absolument semblable ; elle détermine en général leur transformation en chlorate : mais un dégagement d'oxygène a constamment lieu, et il est d'autant plus considérable que le composé chloré est plus basique.

Une conséquence très-importante qui découle des faits qui viennent d'être exposés, c'est que, dans la fabrication des chlorures, il est nécessaire que

la chaleur s'élève le moins possible. Deux effets sont produits par elle au détriment des chlorures: un dégagement d'oxygène et un abaissement de titre qui peuvent en amener la perte totale; tandis qu'en empêchant la température de s'élever, la perte reste insensible.

Mais, indépendamment de la chaleur, il est une autre cause de perte dans la fabrication des chlorures, qui mérite une attention très-sérieuse : tant qu'on n'atteint pas la neutralité, le chlorure se maintient sans altération à la température ordinaire; au moins les progrès en sont-ils très-lents. Mais si l'on outre-passe la neutralisation, le titre ne tarde pas à s'abaisser rapidement; l'oxygène se dégage en petites bulles, dans la proportion de 2 ou 3 centièmes de tout celui contenu dans le chlorure, et il s'est formé du chlorate.

Ainsi, dans la fabrication des chlorures comme matières décolorantes, on obtiendra le meilleur résultat en empêchant la température de s'élever, et en ne dépassant pas et en n'atteignant même pas tout à fait le terme de saturation.

Quant à la fabrication des chlorates, il est bien constant maintenant qu'une dissolution de potasse très-concentrée, que la chaux, la magnésie, produisent des chlorates aussitôt que le chlore est en excès; qu'il se dégage un peu d'oxygène, et que le titre baisse alors considérablement; tandis que, tant que le chlore n'est pas en excès, on peut obtenir du chlorure de potasse même très-concentré, sans qu'il se forme de chlorate de potasse.

La conversion d'un chlorite en chlorate peut également avoir lieu sans un excès de chlore; mais alors le concours de la chaleur est nécessaire. Dans ce cas, le chlorite se décompose spontané-

ment en se changeant en deux composés plus stables, un chlorate et un chlorure.

Dans la préparation des chlorates de potasse, il faut empêcher la température de trop s'élever avant le terme de la saturation, sursaturer légèrement par le chlore la dissolution et l'abandonner au repos, ou bien la chauffer jusqu'à 80 et même 100 degrés : il n'y a plus alors d'inconvénient. En opérant même avec toutes ces précautions, on ne pourra pas éviter une perte d'oxygène, mais elle ne dépassera pas 2 ou 3 centièmes.

L'acide chloreux attaque les chlorures à 100 degrés, et même au-dessous, et les transforme en chlorates avec dégagement de chlore et d'un peu d'oxygène, et cette propriété fournit un moyen commode de préparer ces derniers sels.

---

41. *Moyen de distinguer les* NITRATES DES CHLORATES *dans des dissolutions très-étendues*; par M. Vogel fils (Journ. de Pharm., t. 1, p. 389).

Lorsque l'on ajoute de l'acide sulfurique à une dissolution étendue d'un nitrate, dans laquelle on a mis quelques gouttes de teinture de tournesol ou de teinture d'indigo, la couleur rougit, mais n'est pas détruite ; mais quand on substitue un chlorate à un nitrate, la couleur disparaît immédiatement. On peut ainsi reconnaître aisément au moyen de la teinture d'indigo, la présence d'une partie de chlorate dans cinq cents parties d'eau.

---

42. *Moyen d'apprécier de très-minimes quantités*

*d'*IODURE *dans les* EAUX MINÉRALES ; par M. O. Henry (Journ. de Pharm., t. 1, p. 215).

Ce moyen consiste à ajouter, soit directement dans une eau iodurée, soit dans le produit de sa concentration, une solution de chlorure de palladium un peu concentrée. S'il y a de l'iodure dans le liquide, il se fait de suite un précipité noirâtre qui se rassemble au fond du vase après vingt-quatre heures de repos. On recueille cette poudre, on la dessèche avec soin et on la pèse, puis on constate sa nature de la manière suivante :

On traite le précipité par quelques gouttes d'ammoniaque, qui produisent un iodure double soluble, on y ajoute une solution récente d'amidon, puis quelques gouttes d'acide sulfurique en excès, et aussitôt la teinte bleu-violet se manifeste, si la proportion de l'iode est de 0,0001 ; si la proportion est moindre, le mélange devient d'abord rose, et après quelques instants violet ou violacé.

On obtient le chlorure de palladium en traitant ce métal par un mélange de 1 p. d'acide nitrique et 3 p. d'acide chlorhydrique, évaporant donnant à sec et reprenant par l'eau.

---

43. *Sur la préparation du* CHLORATE DE POTASSE ; par M. Graham. (Phil. mag., juin 1841.)

On prépare ordinairement le chlorate de potasse en faisant passer un courant de chlore dans une dissolution concentrée, soit de potasse caustique, soit de carbonate de potasse. Dans le premier cas, l'absorption est rapide jusqu'à la fin. Dans le second cas, elle se ralentit dès que la moitié

du carbonate se trouve converti en bicarbonate, et dans les deux cas, comme il se forme une proportion considérable d'hypochlorite, il est nécessaire de faire bouillir pendant longtemps, pour convertir ce sel en un mélange de chlorure et de chlorate, et il en résulte une grande déperdition d'oxygène. Il se forme également de l'hypochlorite lorsque l'on met en contact du carbonate de potasse humecté avec un courant de chlore; mais si l'on ajoute à ce carbonate son équivalent d'hydrate de chaux sec, toute la potasse passe à l'état de chlorate et de chlorure, et la chaux absorbe tout l'acide carbonique sans qu'il se produise d'hypochlorite. Ce procédé de préparation est donc très-avantageux et très-économique. La poudre absorbe le gaz avec une prodigieuse énergie, la température s'élève bien au-dessus de 106°, et il se dégage beaucoup de vapeur d'eau. La dissolution des sels est parfaitement neutre, et l'on peut en séparer le chlorate de potasse par cristallisation comme à l'ordinaire.

---

44. *Décomposition du* BROMATE DE POTASSE *par la chaleur;* par M. Fritsche.

Quand on chauffe des cristaux de bromate de potasse dans un bain de mercure, ils décrépitent et se réduisent en poudre. Si ensuite on met cette poudre dans l'eau, il s'en dégage de l'oxygène parfaitement pur. Il paraît que le bromate se change en un mélange de perbromate et de bromure, et que l'eau ramène le perbromate à l'état de bromate. Si, au contraire, on laisse la poudre exposée à l'air, tout le bromate se régénère spontanément et le bromure disparaît.

---

45. *Mémoire sur les* IODURES DE POTASSIUM ET DE SODIUM; par M. Girault. (J. de phar., t. 27, p. 388.)

Il n'y a qu'un iodure de potassium qui correspond au protoxyde. Cet iodure est fusible et volatil, mais il n'est altéré ni par l'oxygène ni par l'acide carbonique de l'air. Les cristaux obtenus par voie humide sont anhydres.

L'iodure de sodium cristallise par voie humide en prismes rhomboïdaux aplatis et striés longitudinalement. Il contient 0,24 d'eau. Il est à la fois déliquescent et efflorescent. Lorsqu'on chauffe les cristaux, ils s'effleurissent, se fondent, puis, à une température élevée, le sel se volatilise, et s'il y a à la fois contact d'air et d'acide carbonique, il s'altère et se transforme partie en iodure ioduré, partie en carbonate de soude. Cette altération a même lieu spontanément sur les cristaux ou sur la masse fondue à la température ordinaire.

Il est presque impossible d'obtenir les iodures alcalins à l'état de pureté quand on les prépare au moyen de l'iodure de fer, parce qu'ils retiennent toujours un peu de fer. Il vaut beaucoup mieux se servir de l'iodure de zinc pour cette préparation. L'hydrocarbonate de zinc, que l'on obtient en même temps, retient en combinaison une petite quantité d'oxyiodure que l'on peut décomposer par la calcination.

On prépare aisément de l'iodure de plomb très-beau en précipitant l'iodure de fer par l'acétate de plomb et lavant le dépôt avec de l'eau acidulée par de l'acide acétique.

---

46. *De la préparation et de l'emploi du* CYANURE

DE POTASSIUM ; par M. Liebig. (Ah. der Pharm., t. 41, p. 285.)

On prépare économiquement le cyanure de potassium de la manière suivante :

On fait sécher fortement 8 p. de ferro-cyanure de potassium sur une plaque de tôle ; on les réduit en poudre fine ; on les mélange avec 3 p. de carbonate de potasse sec ; on introduit tout à la fois le mélange dans un creuset de Hesse, que l'on a porté préalablement au rouge naissant, et on continue à chauffer à cette température. La matière se fond d'abord en un magma brun, avec dégagement rapide d'acide carbonique ; puis elle devient d'un jaune de succin, et enfin, à une certaine époque, une baguette de verre, que l'on plonge dans la masse fondue, s'enveloppe d'une croûte saline qui est tout à fait incolore, après le refroidissement. Alors on agite le creuset à plusieurs reprises et on le retire du feu. Il contient une matière grise qui se réunit au fond et une matière fondue qui surnage. On fait écouler celle-ci par décantation, et on la reçoit dans une capsule de porcelaine chaude. Cette matière est un mélange de cyanure de potassium et de cyanate de potasse, qui s'y trouvent dans le rapport de 5 atomes du premier pour 1 atome du second. Quant au dépôt solide, c'est du fer métallique pur.

Le cyanure de potassium ainsi préparé, et quoique mélangé de cyanate de potasse, peut servir à une multitude d'usages.

Pour préparer l'acide cyanhydrique, on fait dissoudre dans l'eau 1 p. de cyanure dans le double de son poids d'eau, et on y ajoute, lentement et par petites portions, 1 p. d'acide sulfurique que

l'on étend préalablement de trois fois son poids d'eau.

Pour préparer le cyanate de potasse, on fait fondre du cyanure de potassium dans un creuset de Hesse, et on y ajoute peu à peu de la litharge ordinaire, que l'on a préalablement chauffée au rouge faible. Quand la masse est fondue, le plomb réduit se réunit en culot; on décante la matière surnageante, qui n'est autre chose que du cyanate de potasse, on la pulvérise et on la fait bouillir avec de l'alcool jusqu'à ce que l'on n'obtienne plus de cristaux par le refroidissement.

Le cyanure de potassium, quoique mêlé de cyanate, est un réductif des plus puissants. A la chaleur rouge, tous les minerais de fer sont réduits avec la plus grande facilité, et le fer métallique s'en sépare sous forme d'éponge. Il en est de même des minerais de cuivre, des oxydes d'étain, de zinc, d'antimoine et des sulfures de ces mêmes métaux.

Chauffé avec du cyanure de potassium et de l'acide cyanhydrique en excès, l'oxyde de cobalt, ou un sel de cobalt, se transforme en cobalto-cyanide de potassium, dont la solution dans l'eau n'éprouve pas la moindre décomposition par l'ébullition avec les acides chlorhydrique, sulfurique et nitrique.

L'oxyde et les sels de nickel sont précipités par le cyanure de potassium; le précipité se dissout dans un excès du précipitant et donne naissance à un cyanure double de couleur jaune qui n'est pas complétement décomposé par l'acide acétique, mais bien par l'acide sulfurique étendu, qui en précipite tout le cyanure de nickel. S'il se trouve dans une même dissolution du cobalt et du nic-

kel, il se produit dans les circonstances indiquées ci-dessus un précipité de cobalto-cyanide de nickel, qui contient 2 at. de cobalt pour 3 de nickel; si le cobalt est en excès, il en reste dans la liqueur; si au contraire il y a plus de 3 p. de nickel, le dépôt est mêlé de cyanure de ce métal, et il ne reste dans la dissolution que du cyanure de potassium. On peut mettre ces propriétés à profit pour séparer l'un de l'autre le nickel du cobalt.

Quand le cobalt domine, on met pendant quelque temps en ébullition le précipité obtenu par l'acide sulfurique étendu dans la liqueur acide; puis, quand il ne se dégage plus d'acide cyanhydrique, on le chauffe doucement avec de la potasse caustique ou carbonatée, et par là il se forme de l'oxyde de nickel et une liqueur alcaline qui contient tout le cobalt. Si l'on fait évaporer cette liqueur à siccité, qu'on ajoute du nitre au résidu et qu'on le chauffe au rouge, en le lavant ensuite avec de l'eau, tout le cobalt reste à l'état d'oxyde.

Lorsque le nickel est en grande proportion dans la substance à analyser, il faut avoir la précaution de se servir d'un assez fort excès d'acide chlorhydrique pour la précipitation des cyanures métalliques dissous dans le cyanure de potassium, et tenir le mélange en ébullition pendant une heure au moins, sans quoi il resterait du nickel en dissolution dans le cyanure alcalin; comme ce cyanure contient une certaine quantité de cyanate de potasse, il se forme, par sa décomposition au moyen d'un acide, une certaine quantité de sel ammoniacal qui retient du nickel en dissolution; mais une ébullition de quelques minutes ou une

plus forte addition de potasse caustique détermine la précipitation complète du métal.

On sépare le manganèse du cobalt tout comme on en sépare le nickel. Seulement, dès le commencement de l'opération, on obtient une partie du manganèse isolé, parce qu'il ne se dissout qu'en petite quantité dans les cyanures.

Le cyanure de potassium sépare très-nettement le fer à l'état de protoxyde de l'oxyde de chrôme; il précipite et redissout aussitôt le premier oxyde et ne redissout pas le second.

L'alumine se comporte comme l'oxyde de chrôme.

---

47. *Sur la fabrication du* PRUSSIATE DE POTASSE; par M. Liebig. (Institut, n° 410.)

On sait que, pour préparer en grand le prussiate de potasse, on chauffe ensemble, jusqu'à fusion, du carbonate de potasse et des matières animales (sang, poils, cornes, etc.), en ajoutant au mélange 3 à 4 p. cent de tournures de fer; puis on traite par l'eau et l'on fait à la liqueur différentes additions, suivant les localités.

Comme le prussiate de potasse ferrugineux est décomposé à la chaleur rouge en cyanure de potassium, carbure de fer et azote, il est évident qu'il ne peut pas se former pendant la fusion des matières mélangées. On s'assure effectivement, au moyen de l'alcool, qu'il ne se forme dans cette première partie de l'opération que du cyanure de potassium. Mais le prussiate prend naissance quand on délaye les matières dans l'eau, par suite de la réaction du cyanure de potassium sur les substances ferrugineuses. Si le fer est à l'état mé-

tallique, il se dissout avec dégagement d'hydrogène (3KCy avec HO et Fe = 2KCy, Fe Cy et KO et H). S'il est à l'état d'oxyde, comme lorsqu'on ajoute du sulfate de fer, il se dissout de la potasse caustique; enfin, s'il est à l'état de sulfure, la liqueur renferme du sulfure de potassium.

Le sulfate de potasse, que toutes les potasses renferment dans la proportion d'environ 10 à 12 pour cent, est favorable à la fabrication, parce que pendant la fusion il se change en bisulfure de potassium qui réagit sur le fer pour former un sulfure double, lequel ensuite, pendant la digestion dans l'eau, donne naissance à du prussiate jaune, par l'effet de sa réaction sur le cyanure de potassium.

Si l'on n'ajoute pas une quantité suffisante de fer au mélange, il y a une perte considérable de prussiate. Cette perte provient, lorsqu'il n'y a pas de sulfate alcalin, de ce qu'en se dissolvant dans l'eau chaude, le cyanure de potassium se décompose en formiate de potasse et ammoniaque, et quand il y a du sulfate de potasse, de ce qu'il se produit du sulfocyanure de potassium. La meilleure proportion de fer à employer est d'environ 12 à 20 pour cent.

Il convient d'éviter aussi exactement que possible le contact de l'air avec les matières que l'on soumet à la fusion, parce que l'air convertit le cyanure de potassium en cyanate, qui ensuite, par la digestion dans l'eau chaude, se décompose en carbonate de potasse et ammoniaque.

Il y a un autre procédé de préparation du prussiate de potasse, qui consiste à faire passer du gaz ammoniaque sur un mélange de carbonate de potasse et de charbon. L'ammoniaque, au contact

du charbon, se convertit en hydrogène et en acide hydrocyanique (NH^3 et $2C = H, NC^2 + 2H$), et cet acide, décomposant le carbonate de potasse à la chaleur rouge, donne naissance à du cyanure de potassium. Mais pour obtenir le prussiate, il est nécessaire d'ajouter des matières ferrugineuses au mélange.

---

48. *Préparation du* SULFOCYANURE DE POTASSIUM; par M. Milliet. (Journ. de Ph., t. 27, p. 628.)

On introduit le mélange de prussiate de potasse desséché et de soufre dans un creuset de Hesse; on chauffe jusqu'à l'état de fusion pâteuse; on brasse la matière avec une tige de fer et on la retire immédiatement du feu. Quand le creuset est refroidi, on pile la matière, on la lessive à l'eau, on filtre, on précipite le fer que peut contenir la liqueur au moyen du carbonate de potasse, on décante, on neutralise avec un peu d'acide acétique, on évapore, et en faisant cristalliser à plusieurs reprises, tout l'acétate alcalin reste dans les eaux mères. En traitant celles de ces eaux qui sont obtenues les dernières par l'acétate de plomb, il s'en précipite du sulfocyanure de plomb, qui peut servir à la préparation de l'acide sulfocyanique.

---

49. *Purification de la* CRÈME DE TARTRE; par M. Duflos. (Journ. de Pharm., t. 1er, p. 65.)

Pour débarrasser le tartre de la chaux et du cuivre qu'il contient, on met 24 parties de cristaux de tartre blanc dans une capsule de porcelaine perforée; on suspend cette capsule dans un

pot que l'on remplit d'un mélange de 2 parties d'acide muriatique et de 12 parties d'eau, de manière que les cristaux soient recouverts par l'acide étendu, et l'on soumet le tout à une douce chaleur pendant vingt-quatre heures. On fait égoutter les cristaux et on les lave; ils sont alors parfaitement purs.

---

50. *Fabrication et raffinage du* BORAX; par M. Payen. (Ann. de Ch., t. 2, p. 322.)

Autrefois le borax brut, produit par l'évaporation de petits lacs salés, se tirait, pour les besoins des arts, de l'Inde, de la Chine, de la Perse, de l'île de Ceylan, de la Tartarie méridionale, de la Saxe et du Pérou; parfois, incomplétement épuré sur les lieux et expédié en petits cristaux, il arrivait en Europe sous le nom de borax demi-raffiné.

L'industrie du raffinage, longtemps secrète à Venise, puis concentrée en Hollande, fut importée à Paris par les frères Lécuyer; elle offrait des difficultés qui ne furent bien appréciées et vaincues que dans ces derniers temps. Jusqu'en 1815, le borax raffiné se vendit de 7 à 8 francs le kilogramme : à cette époque commença en France la fabrication au moyen de l'acide borique de Toscane et de la soude artificielle. Dans les premiers temps du raffinage de ce borax, le petit volume et le peu de solidité des cristaux obtenus formèrent un obstacle sérieux à sa vente, firent croire à l'influence de quelques corps particuliers sur la cristallisation, et entretinrent un préjugé tel en faveur du borax hollandais, qu'il fallut, pour placer le nouveau produit, imiter non-seulement la teinte

brunâtre du borax et les emballages hollandais, mais encore émousser les arêtes des cristaux, afin de produire un aspect semblable à celui que donnaient au sel étranger les frottements dus au transport par terre. Ce dernier ne put soutenir la concurrence, qui bientôt fit abaisser de 0,50 l'ancien cours.

Alors nous étions parvenus, M. Cartier et moi, à préparer régulièrement le borax en cristaux volumineux, solides, dans des conditions bien déterminées et à l'aide d'appareils que je vais décrire, en y ajoutant les perfectionnements plus récemment introduits, de concert avec M. Buran. J'indiquerai ailleurs la cause longtemps ignorée des variations remarquables du rendement en borax pour d'égales quantités d'acide borique et de soude employées, soit dans les fabriques, soit dans les laboratoires.

Matières premières. — L'acide borique de Toscane est devenu graduellement plus impur : les produits expédiés en France ne contiennent maintenant que 0,74 à 0,83 d'acide cristallisé ; les proportions plus fortes de matières étrangères paraissent tenir à ce que l'acide de Monte-Rotondo, moins impur, reste dans le pays pour la fabrication du borax établie à Livourne.

Les 17 à 26 centièmes de substances étrangères comprennent, dans les acides actuellement importés, de l'eau, des sulfates d'ammoniaque, de magnésie, de chaux et d'alumine, du chlorure de fer, du chlorhydrate d'ammoniaque, des traces d'acide sulfhydrique, de l'argile, du sable, du soufre, une matière colorante jaune et une substance organique azotée, soluble dans l'alcool. Les sulfates et chlorures contenus dans l'acide borique

occasionnent aux fabricants de borax une dépense notable en soude; il en résulte du sulfate de soude et des carbonates de magnésie et de chaux. Les traces d'alumine et d'oxyde de fer forment avec les autres substances insolubles un dépôt volumineux qu'on ne peut complétement épuiser avec économie de la solution qu'il recèle.

La dépense en carbonate de soude et la perte du borax engagé dans les dépôts, les sels étrangers et les eaux mères, déprécient d'autant plus l'acide borique déjà surchargé de frais pour le transport de ces corps étrangers.

Aux moyens que nous avons indiqués de parer à ces inconvénients, en épurant l'acide sur les lieux mêmes de la production, nous ajouterons ici qu'une dessication soutenue à 100°, enlevant la moitié de l'eau contenue dans l'acide humide, porterait de 0,56 à 0,72 la proportion d'acide réel dans le produit expédié, et amoindrirait dans un même rapport tous les frais d'importation. En ajoutant les économies réalisées par ces simples améliorations, on doublerait la quantité d'acide réalisable expédiée sous le même poids, ou l'on diminuerait de plus de moitié les frais d'emballage, transports, réparations, droits, emmagasinages, etc., qui s'élèvent à environ 15 francs par 100 kilogrammes au moment de l'arrivée à Paris.

La plupart des usages de l'acide borique exigent qu'il soit converti en borax; la formation même et la cristallisation de ce sel offrent d'ailleurs le moyen le plus sûr d'éliminer économiquement les corps étrangers. Enfin la forme et les caractères des cristaux donnent aux consommateurs toutes les garanties désirables.

Préparation du borax brut. — Pour traiter

1000 kilogr. d'acide borique, on emploie 1200 kilogr. de carbonate de soude cristallisé, ou l'équivalent en carbonate sec ou sel de soude du commerce, et environ 2000 kilogr. d'eau, moins la quantité qui peut être fournie soit par les eaux mères d'une précédente opération, soit par la condensation de la vapeur appliquée au chauffage.

On fait d'abord dissoudre le carbonate de soude dans une cuve A, *Pl. V*, *fig.* 14, doublée en plomb, et chauffée au moyen de la vapeur que produit un générateur C, et que l'on introduit à volonté, en tournant un robinet, dans un tube qui plonge jusqu'au fond de la cuve, où il se contourne en cercle horizontal.

C'est dans cette partie inférieure que sont percés les trous destinés à livrer passage à la vapeur, en la dirigeant autour du fond. Lorsque la dissolution du carbonate est faite, et que la température s'est élevée à près de 100 degrés, on commence à projeter, par doses de 4 à 5 kilogr., l'acide borique pulvérulent. La disposition de la cuve couverte permettrait de diriger les gaz par un tube *d* vers un condenseur D, contenant de l'acide sulfurique, ce qui pourrait être utile pour recueillir l'ammoniaque dégagé à l'état de carbonate, si l'acide de Toscane devait être longtemps encore expédié aussi impur qu'il l'est aujourd'hui.

Dans tous les cas, il est utile de tenir la cuve couverte, afin de prévenir une grande déperdition de chaleur; on doit ajouter peu à peu l'acide, pour éviter qu'une trop grande effervescence ne fasse déborder le liquide. Lorsque tout l'acide est versé, la solution doit marquer au moins 21° à l'aréomètre Baumé, et la température être portée à l'ébullition, c'est-à-dire à environ 105 degrés.

On arrête alors l'introduction de la vapeur; on recouvre l'ouverture *a*, par laquelle le carbonate et l'acide ont été introduits, puis on laisse déposer pendant dix ou douze heures.

Le liquide se trouvant assez éclairci, on le soutire par la cannelle *r*, pour le faire couler dans les cristallisoirs B en bois, doublés de plomb épais, et dont la profondeur ne dépasse pas 50 centimètres.

Lorsque la cristallisation est achevée, on soutire l'eau mère dans des réservoirs en fonte F à l'aide d'une bonde *i* en bois, doublée de plomb.

On détache alors les cristaux, agglomérés en plaques tout autour des parois, à l'aide de ciseaux en fer et de marteaux; les plaques cristallines sont mises à égoutter sur un plan incliné G, garni de plomb, et dont la pente dirige les eaux mères dans un bassin qui correspond à la gouttière *f*.

Les eaux mères et le lavage des dépôts d'une opération précédente servent à recommencer une autre saturation (1); les plaques cristallines égouttées constituent le borax brut qu'il s'agit de raffiner.

Les dépôts formés dans la cuve A sont, après la décantation du liquide, extraits par une large cannelle *b*; ils tombent dans un réservoir en fonte E, d'où on les tire pour les soumettre à des lavages.

Raffinage du borax. — Nous avons dit que la principale difficulté de cette opération tenait à la nécessité d'obtenir des cristaux volumineux et so-

(1) Lorsque les eaux mères sont trop chargées de sulfate de soude, chlorure de sodium, matière organique, etc., on les évapore à sec après avoir laissé cristalliser le borax à 33°, puis le sulfate de soude au-dessous de cette température.

lides : le volume dépend de la masse de la solution, de la lenteur et surtout de la régularité du refroidissement; la solidité ne peut s'obtenir qu'en évitant que les cristaux tressaillent par l'action de l'air froid au moment où l'on soutire l'eau mère; voici comment on réunit ces conditions.

La solution se prépare dans une cuve A, *fig.* 15, doublée de plomb, et dont les dimensions suffisent pour contenir environ 9000 kilogr. de borax; la dissolution s'opère à chaud, au moyen de la vapeur amenée du générateur au fond de la cuve par un tube en plomb.

Le borax brut et les menus cristaux des précédents raffinages sont placés dans un panier en tôle P, suspendu à l'aide d'une chaîne passant sur une poulie; on a le soin de faire immerger le panier un peu au-dessous du niveau du liquide, et comme la solution tend à se précipiter en devenant plus dense, il s'établit des courants qui facilitent la dissolution, la régularisent et évitent la manipulation pénible de l'agitation du liquide.

On ajoute à chaque quintal métrique de borax environ 8 kilogrammes de carbonate de soude cristallisé, et l'on porte la dissolution à la densité que représentent 21° Baumé; on fait écouler alors tout le liquide bouillant dans un cristallisoir B, construit en bois solidement assemblé, garni de plomb épais, et fermé par des couvercles également doublés de plomb.

Ces grands cristallisoirs doivent être isolés les uns des autres, afin d'éviter que les chocs, nécessaires pour enlever les cristaux, ne communiquent un ébranlement qui troublerait la cristallisation. Quelques précautions encore doivent être prises pour mieux graduer l'abaissement de la tempé-

rature. C'est dans cette vue que l'on revêt les côtés d'une double enveloppe en planches jointives, et que l'on emplit de charbon en poudre l'intervalle entre le cristallisoir et sa double enveloppe; qu'enfin on garnit de deux ou trois épaisseurs d'étoffe grossière en laine le dessus du couvercle.

Au-dessous du cristallisoir se trouve, comme l'indique la figure, un dallage en pierres dures ou briques vernissées, dont la pente conduit dans un petit bassin le liquide provenant de quelques fuites dans les soudures: celles-ci sont d'ailleurs rendues plus solides, moins pesantes, et laissent toute la doublure en plomb plus librement dilatable lorsqu'on les a confectionnées en plomb même, suivant le procédé dit de la soudure *autogène*, imaginé par M. Desbassyns de Richemont.

La cristallisation s'achève en vingt-cinq ou trente heures, suivant la température extérieure. On reconnaît qu'elle est arrivée à son terme lorsque le thermomètre ne marque plus dans la solution que 25 à 30°. On se hâte alors de vider par un large siphon toute l'eau mère, on enlève rapidement à l'éponge le liquide retenu au fond entre les sommets des cristaux, puis on abaisse le couvercle, et l'on attend de cinq à dix heures que la masse cristalline se soit mise à peu près en équilibre de température avec les corps environnants.

Alors deux hommes entrent dans le cristallisoir entièrement ouvert et détachent successivement du haut en bas, au ciseau et à coups de marteau, les cristaux appliqués contre les parois; les plus blancs se trouvent à la partie supérieure, sur toutes les parois verticales. Ils sont, vers le fond, plus volumineux, troubles et grisâtres: cette teinte ne déplaît pas aux consommateurs; toutefois on

met à part les cristaux du fond, afin de les nettoyer en les séparant les uns des autres, et les criblant dans une eau mère reposée.

Tous les cristaux doivent d'ailleurs être séparés à l'aide d'une petite hachette, sur une table où se fait le triage; on les passe ensuite dans un panier à clayonnage qui élimine tous les menus cristaux destinés à la refonte.

Les cristaux choisis sont emballés dans des caisses semblables à celles de Hollande, contenant net 60 kilogr.

La préparation du borax raffiné sous la forme octaédrique diffère en ce que la solution doit être chargée au point de marquer 30° à l'aréomètre Baumé pour la température de 100°; elle est mise alors dans le cristallisoir : le borate octaédrique commence à se former lorsque la température s'abaisse à 79°; elle se termine à + 57°. Il faut alors se hâter d'enlever l'eau mère au siphon, pour éviter que le borate prismatique ne se superpose au premier.

L'opération s'achève comme dans le premier cas, mais les cristaux restent tellement soudés entre eux, que, loin de s'isoler au moindre choc, ils restent réunis en plaques sonores et très-dures; il est donc facile d'en obtenir des morceaux résistants et de toutes dimensions. On sait que ce borate diffère du premier, parce qu'il contient 5 équivalents d'eau au lieu de 10, qu'il s'effleurit dans l'air humide, et que son poids spécifique est égal à 1815 au lieu de 1705.

L'eau mère, soutirée dans de grands bassins, laisse déposer une abondante cristallisation de borax prismatique qui, égoutté et desséché, est applicable à la préparation des couvertes émaux

et aux autres usages pour lesquels on doit dissoudre ce sel ou le mettre en poudre; toutefois ses formes cristallines n'étant pas assez facilement discernables pour offrir les garanties habituelles dans ce genre de commerce, on ne livre ainsi qu'aux grands consommateurs et notamment aux fabricants de faïences fines dites *porcelaines opaques*.

Le borax octaédrique se vend en plaques dont les faces n'offrent aucune apparence de facettes ni d'arêtes appartenant à des cristaux réguliers; cela tient à un ancien préjugé des consommateurs, qui désignent sous le nom de borax fondu ce borax octaédrique, et croiraient recevoir du borax prismatique ordinaire si on leur envoyait des plaques offrant sur une face les saillies cristallines. On est donc dans l'usage de rompre à coups de hachette toutes ces saillies qui, cependant, eussent présenté le véritable cachet de la pureté de ce produit.

On conçoit que la formation d'un borate, contenant 0,70 de sel sec au lieu de 0,47 que renferme le borax ordinaire, a dû occasionner bien des mécomptes relativement aux rendements de l'acide dans la fabrication en grand, et même dans les essais des laboratoires, lorsque les circonstances et la nature de la formation de ces deux cristallisations différentes étaient inconnues.

---

51. *Procédé pour faire du* BLEU D'OUTREMER; par M. Tiremois. (Comp.-rendu, t. 15.)

On mélange intimement ensemble :

Argile crue d'Abondant, près Dreux.	100
Alumine en gelée représentant alumine calcinée. .	7
Carbonate de soude desséché 400 ou cristallisé. .	1.071
Fleur de soufre.	225
Sulfide arsénieux.	5

Dans le carbonate de soude fondu dans son eau de cristallisation, on jette le sulfide arsénieux en poudre, et quand il est en partie décomposé, on ajoute successivement l'alumine et l'argile, préalablement mélangées avec la fleur de soufre. Le tout étant desséché, on le met dans un creuset couvert, que l'on chauffe graduellement jusqu'au rouge, et de manière à agglutiner la matière sans la fondre. Après le refroidissement, on chauffe le produit pour en chasser le plus possible de soufre, puis on le broye et on le délaye dans de l'eau, et l'on recueille sur un filtre la poudre tenue en suspension. Le produit desséché sans être lavé est d'un beau vert tendre, tirant déjà sur le bleuâtre; on le chauffe alors dans un têt couvert, en le remuant de temps en temps et en élevant la température juqu'au rouge sombre.

---

52. *Extraction de la* LITHINE *de la tryphiline*; par M. Wittstein. (Rép. de Buchner, t. 15, p. 366.)

On broye dans un mortier 100 parties de triphyline avec 38 parties d'acide nitrique à 1,25 de densité, on ajoute ensuite au mélange 9 à 10 parties d'acide sulfurique, et on évapore à siccité. En reprenant par l'eau, la lithine se trouve dissoute avec une petite quantité de manganèse, et tout l'acide phosphorique reste dans le résidu avec la presque totalité du fer et du manganèse. On ajoute à la liqueur un peu de sulfhydrate d'ammoniaque qui en précipite les métaux, on filtre, on évapore, on fait fondre le sel lithique et on le redissout dans l'eau froide; ordinairement la dissolution renferme une petite quantité de chaux que

l'on en précipite par le moyen de l'oxalate d'ammoniaque; mais le mineral produit le huitième de son poids de sulfate pur.

Ce sel est très-fusible par lui-même. En dissolution, il ne cristallise pas par refroidissement, mais bien par évaporation à une douce chaleur: Il se présente en grandes tables incolores qui renferment 1 atome d'eau.

100 parties d'eau à + 18°, dissolvent 42,8 de sulfate cristallisé et 34,6 de sel anhydre.

---

53. *Sur les combinaisons du soufre avec les* MÉTAUX ALCALINS TERREUX; par M. H. Rose. (Institut, n° 450.)

Lorsqu'on traite du sulfure de barium, préparé de la manière ordinaire, par des doses successives d'eau sans le contact de l'air, il éprouve une décomposition de laquelle il résulte que les premières liqueurs renferment de l'hydrosulfate de sulfure de barium, celles qui viennent ensuite du sulfure de barium pur ou mélangé de baryte, et enfin les dernières de la baryte pure.

Le sulfure de barium et l'hydrate de baryte peuvent se combiner en plusieurs préparations. Le composé qui se produit le plus habituellement cristallise et renferme 3$^{at.}$ de sulfure, 1$^{at.}$ de baryte et 28$^{at.}$ d'eau.

Le sulfure de strontium et le sulfure de calcium se comportent avec l'eau comme le sulfure de barium. Avec le sulfure de calcium il se produit un oxysulfure dont la formule est :

$$CaS^2 + 5CaO + 20H^2O.$$



55. *Sur la préparation du* SULFATE DE BARYTE, *employé comme matière colorante*; par M. Traill. (Edimb. jour., Janv. 1842.)

Le duc Hamilton a fait construire dans l'île d'Aran, près de Glen-Sannox, des appareils où se traite le sulfate de baryte, que l'on trouve en filon dans le granite de Goatfel, pour le rendre propre à servir dans la peinture.

Le minéral est d'abord trié et lavé, puis on le fait digérer à chaud dans de l'acide sulfurique étendu, et on le lave de nouveau, après quoi on le moud au moyen de deux meules de granite, du poids de 5 tonnes, et qui roulent dans un auge circulaire creusée dans le granite.

La poudre ainsi obtenue est alors introduite dans des cuves en fonte de fer, de dix pieds de diamètre, et dont le fond est couvert de dalles de granite, et là on la porphyrise dans l'eau, au moyen de quatre blocs de granite qui servent de molettes. Un courant d'eau est de temps à autre introduit dans les cuves, et il entraîne avec lui les particules les plus ténues qui se déposent ensuite dans des auges.

Ce sédiment est égoutté et moulé en briques minces que l'on fait sécher à la chaleur de 75° R., puis on les pulvérise et on les met dans des tonneaux pour les livrer au commerce.

On colore cette matière de diverses manières, surtout en bleu, en jaune et en vert. Pour avoir le bleu, on ajoute du sulfate de fer à une solution de prussiate de potasse, dans laquelle la poudre barytique est en suspension. Pour avoir le jaune, on se sert du chromate de potasse et de l'acétate de plomb, et pour le vert on peut employer le

sulfate double de cuivre et d'ammoniaque et l'acide arsénieux.

La poudre blanche se vend 118 fr. la tonne, la poudre bleue 375 à 490 fr., la poudre jaune 490 fr et le vert superfin 615 fr.

---

56. *Moyen de séparer la* MAGNÉSIE *de la* POTASSE; par M. Berzélius (Rap. an., 1842, p. 80).

Les deux corps étant à l'état de chlorures, on ajoute de l'oxyde mercurique à leur dissolution concentrée, on évapore à sec et on reprend par l'eau. Toute la magnésie reste mêlée seulement de l'excès d'oxyde mercurique. La liqueur renferme le chlorure potassique et du chlorure mercurique; en l'évaporant à sec et calcinant, le sel alcalin reste pur.

---

57. *Moyen de séparer la* MAGNÉSIE *des oxydes de* COBALT *ou de* NICKEL, par M. Ullgren. (Rap. an. de M. Berz., 1842, p. 83.)

On précipite les trois bases par un mélange d'hypochlorite et d'hydrate potassique. On fait digérer le précipité lavé et encore humide avec une dissolution de chlorure mercurique, employée en excès à la température de 50 à 60°. Toute la magnésie se redissout en se transformant en chlorure double, $Mg\ Cl^2 + 3\ Hg\ Cl^2$, et les oxydes de cobalt et de nickel restent mélangés d'oxychlorure mercurique. On calcine le précipité. Quant à la dissolution magnésique, on l'évapore à siccité, on chauffe le résidu de manière à en expulser le chlorure mercurique, on l'arrose avec de l'acide

nitrique, et on le calcine pour le transformer en magnésie pure.

---

58. *Moyen de séparer la* GLUCINE *de l'*ALUMINE, par MM. C. Gmelin et Schaffgotsch. (An. de Pog., t. 50, p. 175.)

On dissout les deux terres, à l'état d'hydrate humide, en les faisant bouillir dans une solution de potasse concentrée : on laisse réfroidir, on étend la dissolution et l'on fait bouillir cette dissolution; toute la glucine se précipite, et l'alumine reste dans la liqueur.

Ou bien on verse sur le mélange des deux terres une dissolution étendue et bouillante de potasse caustique, qui ne dissout que l'alumine et laisse la glucine.

La glucine ainsi séparée retient de la potasse et ne peut plus se dissoudre dans la lessive alcaline froide; mais un long lavage lui enlève tout l'alcali et lui restitue sa solubilité.

---

59. *Recherches sur les* ACIDES MÉTALLIQUES; par M. Fremy. (Compte rendu de l'Acad., t. 14, p. 442.)

« En soumettant les acides métalliques à un examen général, j'ai trouvé de nouvelles combinaisons des métaux avec l'oxygène et obtenu de nouveaux sels remarquables par leurs belles formes cristallines. On peut diviser les acides métalliques en deux classes : dans la première se placent ceux qui résultent de la combinaison immédiate des métaux avec l'oxygène et qui se dissolvent à froid dans les alcalis; dans la seconde, les acides qui se

forment lorsqu'un oxyde métallique est exposé à l'influence simultanée d'un alcali et d'un corps oxygénant.

» Les acides métalliques qui sont produits par ces deux procédés présentent dans leurs propriétés des différences essentielles. Les premiers sont en général stables et peuvent former avec les bases des sels bien définis et cristallisables; les seconds, au contraire, sont faciles à décomposer et perdent une partie de leur oxygène sous de faibles influences.

» Pour donner un exemple des acides de la première classe, j'ai choisi le dernier degré de combinaison de l'étain avec l'oxygène, qui a reçu le nom d'acide stannique; et pour caractériser les acides de la seconde série, j'ai étudié une nouvelle combinaison du fer avec l'oxygène, que j'ai nommée *acide ferrique*. En prenant pour exemple des acides métalliques appartenant à des métaux importants, j'ai voulu indiquer l'existence de combinaisons semblables pour les métaux moins connus.

» C'est par l'examen de l'acide ferrique que j'ai commencé. J'expose d'abord avec détail, dans mon Mémoire, les différents procédés que j'ai employés pour préparer les ferrates. Je démontre que l'on peut obtenir des combinaisons de l'acide ferrique avec les bases, par voie sèche et par voie humide. Les procédés par voie sèche reviennent tous à calciner du peroxyde de potassium avec du sesquioxyde de fer dans un vase qui n'exerce aucune action sur le ferrate. Le procédé par lequel on obtient le ferrate de potasse par voie sèche avec le plus de facilité, consiste à jeter sur de la limaille de fer que l'on a fait préalablement rougir, du nitre desséché et réduit en poudre; on doit em-

ployer 5 gr. de fer et 10 gr. de nitre; on obtient ainsi une masse rougeâtre qui contient de grandes quantités de ferrate de potasse. J'ai préparé du ferrate de potasse par voie humide en mettant à profit les belles expériences que M. Berthier a faites sur l'action que le chlore exerce sur les oxydes métalliques. C'est en faisant passer du chlore dans de la potasse très-concentrée qui tient en suspension de l'hydrate de peroxyde de fer, que je produis le ferrate de potasse par voie humide. J'entre à cette occasion dans quelques détails sur l'action que le chlore exerce sur la potasse très-concentrée; je démontre que dans ce cas particulier il ne se forme pas de chlorate et de chlorure de potassium, comme on le croit généralement, mais bien un composé particulier auquel je donne le nom de *potasse chlorée*, qui a la propriété de se décomposer, par une faible élévation de température, en chlorure de potassium, en oxygène et en potasse : c'est ce corps qui, en réagissant sur l'hydrate de peroxyde de fer, le transforme en ferrate de potasse. J'insiste dans mon Mémoire sur le parti que l'on peut tirer de la potasse chlorée pour produire de nouvelles combinaisons d'acides métalliques avec les bases. Je cite quelques applications, et je prouve, par exemple, que l'oxyde de cuivre se transforme, sous l'influence de la potasse chlorée, en une combinaison de potasse avec un acide métallique nouveau que j'ai nommé *acide cuprique*.

» Du reste, mon but n'était pas d'étudier d'une manière spéciale l'action que le chlore exerce sur les alcalis; c'est une question qui appartient de droit aux chimistes qui, dans ces derniers temps, ont publié sur cette partie de la science des Mémoires si intéressants.

» Je passe ensuite à l'examen des propriétés des ferrates; je prouve que la chaleur, la présence des substances organiques, des corps divisés, peuvent décomposer les ferrates, et je rapproche ces réactions de celles que présente l'eau oxygénée dans les mêmes circonstances. Je donne la composition de l'acide ferrique qui est représentée par la formule FeO^3; cet acide vient donc se placer à côté des acides chromique, manganique, sulfurique, etc. Je démontre, par des analyses, que les ferrates obtenus par voie humide et par voie sèche ont exactement la même composition, mais que ces derniers sont souvent mélangés à des nitrites qui, au moment de la décomposition des ferrates, absorbent une certaine proportion d'oxygène pour se transformer en nitrates.

» Je rapporte enfin toutes les expériences que j'ai faites dans le but de produire soit un acide plus oxygéné que l'acide ferrique, soit un oxyde correspondant au peroxyde de manganèse et au bisulfure de fer; je parle alors de l'action que le bioxyde de barium exerce sur le sesquioxyde de fer, et je prouve que dans ce cas il paraît se former une combinaison de fer et d'oxygène intermédiaire entre le sesquioxyde de fer et l'acide ferrique. Telles sont les différentes questions que j'ai traitées dans la première partie de mon Mémoire. La seconde partie est consacrée à l'examen de l'acide *stannique*.

» Je commence par rappeler les différents travaux qui ont été publiés sur cet acide, et j'insiste surtout sur les expériences remarquables qui sont dues à M. Berzélius et sur les observations si justes que M. Gay-Lussac a faites à cette occasion. Je parle aussi d'une note que M. Graham a insérée

dans le *Journal de M. Liebig* pour expliquer les modifications de l'acide stannique qui avaient été signalées par M. Berzélius. Les premières expériences que j'ai faites sur l'acide stannique ont eu pour but de reconnaître le véritable rôle que joue cet acide dans les combinaisons. L'opinion des chimistes est encore partagée à cet égard : doit-on en effet considérer l'acide stannique comme un acide, ou comme une base, ou bien peut-il jouer alternativement le rôle d'acide et le rôle de base? Telles sont les questions que j'ai examinées.

» Toutes les épreuves auxquelles l'acide stannique a été soumis m'ont démontré que cet acide ne peut, dans aucun cas, être considéré comme une base. Lorsqu'on le retire, par exemple, du chloride d'étain en décomposant ce corps par un carbonate insoluble, on précipite un acide qui présente des propriétés acides bien développées, et qui peut même, dans cet état, rougir la teinture de tournesol. Le chloride d'étain traité par le carbonate de potasse ne laisse pas précipiter de l'acide stannique, mais du stannate de potasse, qui devient insoluble dans cette circonstance. En examinant ensuite les combinaisons de l'acide stannique avec les acides, je prouve que ces composés ne doivent pas être considérés comme des sels de peroxyde d'étain, mais bien comme des combinaisons d'acide stannique avec les acides; on sait que la chimie offre de nombreux exemples de combinaisons d'acides entre eux formant des acides doubles. Je rappelle enfin les expériences de M. Chevreul qui sont concluantes : M. Chevreul a prouvé que l'acide stannique mis en contact avec la matière colorante du bois de campêche, se comporte comme un acide, tandis que les oxydes

métalliques proprement dits, et même le protoxyde d'étain, agissent comme des bases. Le dernier degré de combinaison de l'étain avec l'oxygène doit donc toujours être considéré comme un acide.

» Après l'examen de ce premier point de l'histoire de l'acide stannique, je passe à l'étude des propriétés de cet acide. Les premières expériences que je décris servent à reconnaître la cause des modifications que présente l'acide stannique. Cette question s'appliquant à d'autres acides métalliques, devenait importante à résoudre, à cause de sa généralité et des travaux de M. Berzélius auxquels elle a donné lieu.

» Mes expériences démontrant que les deux modifications de l'acide stannique constituent des acides particuliers, j'ai donné à ces acides des noms différents. J'ai conservé à l'acide qui se produit par l'acide nitrique le nom d'acide stannique, et j'ai donné à celui que l'on retire du chloride d'étain le nom d'acide *métastannique*.

» En déterminant comparativement les quantités d'eau contenues dans ces deux acides isolés, j'ai reconnu que l'acide métastannique était plus hydraté que l'acide stannique. Comme ces deux acides ne diffèrent que par certaines proportions d'eau, on comprend qu'une légère dessiccation puisse transformer l'acide métastannique en acide stannique; en appliquant à ces acides les idées ingénieuses que M. Graham a émises sur l'acide phosphorique, je devais penser que les stannates ne devaient différer des métastannates que par leur proportion de base; c'est ce que l'analyse a démontré; car en représentant d'une manière générale les stannates neutres par la formule Sn^3O^6MO,

les métastannates ont pour composition Sn^3O^6, 3MO : ainsi, dans cette hypothèse, que je discute longuement dans mon Mémoire, l'acide stannique doit être considéré comme un acide monobasique, et l'acide métastannique comme un acide tribasique. La relation qui existe entre la composition des stannates et celle des métastannates explique un fait curieux que j'ai observé ; c'est que les stannates chauffés avec un excès d'alcali sont immédiatement transformés en métastannates. On obtient les stannates en dissolvant à froid dans des alcalis l'acide stannique préparé en faisant rougir de l'acide nitrique sur de l'étain. Les métastannates peuvent se produire par deux procédés différents : 1° en dissolvant dans des alcalis de l'acide métastannique retiré du chlorided'étain par un carbonate insoluble ; 2° en calcinant au creuset d'argent de l'acide stannique avec un excès de base. Les métastannates de potasse et de soude cristallisent facilement. Ces composés ne le cèdent en rien aux sels les mieux définis, et représentent peut-être les plus belles combinaisons cristallines de l'étain.

» L'étude de l'acide stannique m'a fait découvrir une combinaison d'étain et d'oxygène intermédiaire entre le protoxyde et l'acide stannique, qui ne doit pas être confondue avec le sesquioxyde d'étain que M. Fuchs a récemment découvert. Ce composé s'obtient en traitant à froid l'acide stannique par du protochlorure d'étain. L'acide prend immédiatement une belle teinte jaune orangé ; il reste en dissolution de l'acide hydrochlorique pur. Ce corps, dont je donne dans mon Mémoire les propriétés, doit être considéré comme un stannate de protoxyde d'étain, et correspond au molybdate d'oxyde de molybdène (oxyde bleu de molybdène),

au tungstate d'oxyde de tungstène, au chromate d'oxyde de chrôme, etc. La facilité avec laquelle l'acide stannique se colore en jaune sous l'influence du chlorure d'étain, peut, dans bien des cas, servir à caractériser cet acide.

» En examinant enfin la décomposition que les stannates éprouvent sous l'influence de la chaleur, et en étendant ces expériences à d'autres sels métalliques, je suis arrivé à cette conséquence générale : c'est que certaines combinaisons des métaux avec l'oxygène ne deviennent des acides que lorsqu'elles sont hydratées; mais dans ce cas l'eau n'est pas chassée par les bases comme pour les autres acides, et entre comme principe constituant du sel. Si l'on vient à déshydrater par la chaleur l'acide métallique lorsqu'il est en combinaison, il perd la faculté de s'unir aux bases, et se précipite à l'état anhydre. »

---

58. *De l'action des* MÉTAUX *et de quelques-unes de leurs combinaisons sur l'*AMMONIAQUE *à une température élevée*; par M. Schroetter. (An. der Pharm., t. 37.)

En faisant passer du gaz ammoniac sur du cuivre chauffé au rouge, celui-ci n'augmente pas de poids et ne retient pas d'azote, mais l'ammoniaque se décompose en ses deux éléments. Cette décomposition est due à la chaleur seule, et elle a lieu quand on fait passer le gaz à travers des fragments de porcelaine, tout comme quand il traverse des copeaux de cuivre.

On obtient de l'azoture de cuivre lorsque l'on fait passer du gaz ammoniac sur de l'oxyde de cuivre à une température ménagée : l'action com-

mence déjà avant l'ébullition de l'huile de lin, vers 250°. Cet azoture est sous forme d'une poudre noire; il résiste aux actions mécaniques, mais il se décompose vers 300°, en laissant dégager de l'azote et se réduisant en cuivre pur. Les acides le décomposent en général de la même manière; avec l'acide hydrochlorique il donne du bichlorure de cuivre et du sel ammoniac; il contient 2at. d'azote pour 3at. de cuivre, $Az^2 Cu^3$.

Quand on fait passer du gaz ammoniac sur du bichromate de perchlorure de chrôme, on obtient du chrôme métallique sous forme de poudre noire, qui prend de l'éclat sous le brunissoir. Quand on traite de la même manière le chlorure ordinaire, la poudre est brune, et c'est un mélange d'oxyde et d'azoture. Mais on peut obtenir cet azoture très pur, en chauffant d'abord le chlorure dans une atmosphère d'acide chlorhydrique, jusqu'à ce qu'il ne contienne plus d'eau, et en traitant ensuite par le gaz ammoniac le produit sublimé de chlorure anhydre, qui est alors en lames d'une belle couleur fleur de pêcher. L'azoture que l'on obtient ainsi est noir, et lorsqu'on le chauffe suffisamment, il se décompose avec une vive incandescence, en laissant dégager du gaz azote; sa composition est représentée par la formule $Az Cr^2$.

---

61. *Sur les combinaisons des* PERCHLORURES VOLATILS *avec l'ammoniaque, et sur leur mode de composition*; par M. H. Rose. (An. de Pog., t. 52, p. 57.)

J'ai comparé il y a quelque temps les combinaisons des oxysels avec l'ammoniaque aux com-

binaisons que ces mêmes sels forment avec l'eau. Il me paraît aussi que l'ammoniaque et l'eau jouent le même rôle par rapport aux chlorures volatils.

Les perchlorures dont le radical produit un oxacide énergique, absorbent plus d'ammoniaque que ceux dont le radical donne avec l'oxygène un acide trop faible pour produire avec l'ammoniaque un sel bien défini.

Les combinaisons de titane, d'étain, d'aluminium, de fer, de soufre et d'antimoine, ont respectivement pour formule, $TiCl^4 + 2Az^2H^6$; $SnCl^4 + Az^2H^6$; $A^2Cl^6 + 3Az^2H^6$; $Fe^2Cl^6 + Az^2H^6$; $S^2Cl^6 + Az^2H^6$; $Sb^2Cl^6 + 2Az^2H^6$. La plupart de ces combinaisons sont solubles dans l'eau, et l'ammoniaque ne peut pas en être séparée complétement par le bichlorure de platine; en cela elles se comportent entièrement comme les solutions de sulfate ammon et de parasulfate ammon.

La combinaison phosphorée est $P^2Cl^6 + 3Az^2H^6$; elle est telle qu'avec l'eau elle donnerait du phosphite neutre d'oxyde d'ammonium et du chlorure d'ammonium.

J'ai trouvé par des expériences récentes que la combinaison arséniée est $2AS^2Cl^6 + 7Az^2H^6$.

J'ai essayé sans succès de combiner le chlorure de sélénium $SeCl^4$ avec l'ammoniaque.

Pour obtenir le sulfate de chlorure de soufre $SCl^6 + 5SO^3$ complétement saturé d'ammoniaque, il faut le laisser pendant plusieurs mois en contact avec le gaz alcalin. La formule de la combinaison est $SCl^6, 5SO^3 + 9Az^2H^6$. Cette combinaison est pulvérulente, parfaitement blanche et entièrement soluble dans l'eau.

M. Regnault examiné la combinaison de l'ammoniaque avec un second sulfate de chlorure de soufre $SCl^6 + 2SO^3$, et il a trouvé qu'elle renferme 6 at. d'ammoniaque. Elle se distingue de la première en ce qu'elle se liquéfie à l'air. M. Regnault considère la combinaison $SCl^6 + 2So^3$ comme de l'acide sulfurique dans lequel le troisième atome d'oxygène a été remplacé par du chlore; mais l'ensemble des faits me porte à croire que c'est réellement un sulfate de chlorure.

Je ne pense pas non plus que l'on puisse considérer le carbonate de chlorure de carbone (gaz phosgène) $CCl^4 + CO^2$ comme de l'acide carbonique dans lequel la moitié de l'oxygène est remplacée par un équivalent de chlore. 1 at. de ce corps absorbe 2 at. d'ammoniaque.

---

62. *Sur les* SULFATES DE CHRÔME; par M. Schrotter. (An. de Pog., 1841.)

Les sulfates de chrôme présentent les quatre combinaisons suivantes : $Cr^2O^3 + 2SO^3$; $Cr^2O^3 + 2SO^3 + 15H^2O$; $Cr^2O^3 + 3SO^3$; $Cr^2O^3 + 3SO^3 + 15H^2O$.

Les aluns de chrôme et de soude et de chrôme et d'ammoniaque, correspondent aux aluns d'alumine. Ils ne contiennent que deux équivalents d'eau. L'hydrate de chrôme est représenté par la formule $Cr^2O^3 + 6H^2O$.

La modification de la combinaison verte à la combinaison bleue des sels de chrôme, à la température de 70°, est due à la combinaison de ces sels avec des proportions d'eau différentes.

---

63. *Préparation de l'*URANE; par M. Wöhler. (An. der Chem., t. 41.)

On fait dissoudre le carbonate d'urane ammoniacal dans de l'acide chlorhydrique : on ajoute à la dissolution un excès d'hydrochlorate d'ammoniaque et à peu près autant de chlorure de sodium ; on évapore à siccité et on calcine la masse dans un creuset couvert jusqu'à fusion du chlorure de sodium. En lavant le résidu dans l'eau, il reste de l'urane pur en poudre noire cristalline.

---

64. *Recherches sur l'*URANIUM ; par M. Eug. Péligot. (Annales de chimie, t. 5, p. 5.)

Les expériences que je vais rapporter conduisent aux conclusions suivantes :

1° L'urane n'est pas un corps simple, un élément, comme on l'a admis jusqu'à ce jour ; ce prétendu métal contient en effet une assez forte proportion d'oxygène.

2° Le radical de l'urane, le vrai métal peut être isolé.

3° Le composé binaire qu'on a pris pour un métal est un oxyde défini qui, dans ses combinaisons, tantôt se comporte comme un oxyde basique ordinaire, tantôt présente les caractères d'un corps simple, d'un radical.

J'ai extrait l'oxyde d'uranium de la pech-blende: en la traitant par l'acide nitrique, puis concentrant la liqueur jusqu'à cristallisation, on obtient du nitrate d'uranium cristallisé qu'on redissout une deuxième fois dans l'eau chaude et qu'on fait cristalliser de nouveau. Pour le purifier, on le

traite par l'éther sulfurique, qui dissout le nitrate uranique seul. On expose la dissolution à l'air libre; elle abandonne le sel, qui fournit, par le refroidissement d'une nouvelle dissolution dans l'eau chaude, de beaux cristaux de nitrate uranique.

Les eaux mères dont on a séparé la majeure partie du nitrate d'urane sont traitées par un courant d'acide sulfhydrique, qui en sépare du plomb, du cuivre et de l'arsenic. On les évapore à siccité et on reprend par l'eau froide, qui dissout une nouvelle quantité de nitrate d'urane que l'on traite comme précédemment.

La calcination du nitrate jaune d'uranium, ou le traitement de la dissolution par les doubles décompositions, fournit facilement les oxydes et tous les autres composés de ce métal.

Protochlorure d'uranium. On l'obtient en faisant passer un courant de chlore sec sur un mélange intime de parties égales de charbon et d'un oxyde quelconque d'uranium, chauffé au rouge dans un tube de verre peu fusible. Le chlorure d'uranium apparaît sous forme de vapeurs rouges qui se condensent en octaèdres ayant une sorte d'éclat métallique et une couleur d'un vert plus ou moins foncé.

C'est un corps extrêmement avide d'eau et que l'on doit conserver dans des tubes fermés à la lampe.

Pour l'analyser, on en a traité un poids déterminé par l'eau et l'acide nitrique. Le chlore a été précipité par le nitrate d'argent. L'uranium a été amené à l'état de peroxyde par ébullition avec de l'acide nitrique, puis précipité par l'ammoniaque et calciné. On a dosé l'uranium tantôt à

l'état d'oxyde noir, tantôt à l'état de protoxyde ou d'urane, qu'on obtient en traitant cet oxyde par l'hydrogène.

100 parties de chlorure donnent en moyenne :

Chlore.	37,8
Oxyde d'uranium.	75,3
	109,1

L'augmentation de poids obtenue dans l'analyse prouve d'une manière évidente que l'urane contient de l'oxygène. On a pu, du reste, l'établir par une expérience directe. On a soumis un mélange d'oxyde d'urane et de charbon à l'action d'un courant d'hydrogène, puis on a fait passer dans le même tube un courant de chlore sec. On a obtenu une sublimation de chlorure vert et il s'est dégagé de l'oxyde de carbone et de l'acide carbonique.

L'urane en cristaux brillants obtenu par M. Arfwedson, en réduisant par l'hydrogène le chlorure double d'urane et de potassium, donne les mêmes résultats.

Les analyses des sels jaunes d'uranium tendent à faire admettre le nombre 750 pour poids atomique de l'uranium. Le chlorure d'uranium renfermerait :

Chlore.	442,6	17,1	UCl^2.
Uranium. . . .	750,0	62,9	

Le protoxyde d'uranium (urane métallique ancien) renferme :

Oxygène.	100	11,7	U O.
Uranium.	750	88,3	

D'après cela, comme dans les analyses du chlo-

rure vert, le métal est obtenu à l'état d'urane; 100 parties d'urane donnent :

Chlore.......	37,1
Oxyde d'uranium.	71,2
	108,3

Nombres qui s'accordent suffisamment avec les résultats de l'expérience directe.

Le chlorure d'uranium se dissout dans l'eau avec chaleur. Sa dissolution est verte et laisse dégager de l'acide chlorhydrique par concentration. Il reste un oxyde d'uranium pour résidu.

Uranium. On obtient ce métal comme le magnésium et l'aluminium, en réduisant le chlorure vert par le potassium. L'opération se fait dans un creuset de platine à la chaleur d'une lampe à alcool. La réaction a lieu avec un grand dégagement de chaleur. Quand elle est terminée, on traite par l'eau froide, qui laisse l'uranium en poudre ou en plaquettes d'un éclat métallique comparable à celui de l'argent, et qui peuvent être limées.

L'uranium est très-combustible et se change par la chaleur au contact de l'air en oxyde vert foncé. Mais il paraît se conserver à l'air sans altération, à la température ordinaire. Il ne décompose pas l'eau pure, mais il se dissout dans les acides non oxydants avec dégagement d'hydrogène, et produit des dissolutions vertes.

Il se combine directement au chlore et au soufre avec dégagement de chaleur et de lumière.

Sous-chlorure d'uranium. On l'obtient en traitant le chlorure vert par l'hydrogène à une température inférieure à celle à laquelle on le volatilise. Il reste un produit brun foncé, peu volatil.

Il est très-soluble dans l'eau et donne une liqueur pourpre qui passe au vert après quelques instants, en donnant lieu à un dégagement d'hydrogène et à un dépôt rouge de protoxyde d'uranium.

Il contient :

Chlore.	30,7	$U^2 Cl^3$
Uranium.	69,3	
	100,0	

Oxydes d'uranium. — *Sous-oxyde.* — Quand on traite la dissolution de sous-chlorure d'uranium par de l'ammoniaque liquide, on obtient un précipité brun qui devient jaune verdâtre en même temps qu'il se dégage du gaz hydrogène. Le précipité vert exposé à l'air prend de nouveau une teinte brune en passant à l'état de protoxyde.

Le précipité brun obtenu d'abord est probablement le sous-oxyde correspondant au sous-chlorure et qui décomposerait l'eau en donnant l'oxyde vert pomme.

Protoxyde d'uranium (urane). — On peut l'obtenir en traitant l'oxalate jaune d'urane par l'hydrogène; il est alors sous forme de poudre d'un brun de cannelle. Il faut le conserver dans un tube fermé à la lampe au milieu de l'hydrogène, autrement il se réoxyde par le contact de l'air.

On l'obtient à l'état d'hydrate en traitant par l'ammoniaque la dissolution du chlorure vert d'uranium. Il se fait un précipité floconneux brun rougeâtre qui devient noir et assez dense par l'ébullition dans l'eau, probablement parce qu'il se déshydrate.

Ce protoxyde d'uranium est la base des sels verts d'uranium; après calcination, il n'est plus soluble dans les acides étendus. L'acide sulfurique

concentré le dissout. L'acide chlorhydrique gazeux est sans action sur lui : il lui fait perdre ses propriétés pyrophoriques.

Deutoxyde d'uranium ou oxyde noir. — On l'obtient en calcinant le nitrate à une haute température. Il est noir. On l'a analysé, en le ramenant par l'hydrogène à l'état de protoxyde ; il contient :

Uranium.	85,8	$U^4 O^5$.
Oxygène.	14,2	
	100,0	

Je le considère comme un oxyde salin, et je représente sa composition par la formule :



$$2UO + U^2O^3.$$

Tritoxyde ou oxyde olive. — On l'obtient en exposant les oxydes précédents à l'air, à la température du rouge sombre. Il repasse à l'état d'oxyde noir sous l'influence d'une forte chaleur. Il contient :

Uranium.	48,9	$U^3 O^4$.
Oxygène.	15,1	
	100,0	

C'est encore un oxyde salin, et sa formule rationnelle doit être exprimée par $UO + U^2O^3$.

Peroxyde d'uranium ou oxyde des sels jaunes. — Je n'ai pu réussir à préparer cette combinaison à l'état de pureté, mais sa composition se déduit facilement de l'analyse des sels qu'il forme. Il contient :

Uranium.	83,3	$U^2 O^3$.
Oxygène.	16,7	
	100,0	

J'ai admis le nombre 750 pour représenter le

poids atomique de l'uranium. Il serait par conséquent le multiple par 60 de l'équivalent de l'hydrogène, établi dernièrement par M. Dumas. Mais la nature des procédés que j'ai employés ne me permet pas d'affirmer qu'il soit exact à plus de 10 à 15 unités près.

Sels de protoxyde d'uranium. — L'oxalate de protoxyde d'uranium est blanc verdâtre et très-peu soluble dans l'eau. On l'obtient en précipitant le chlorure vert d'uranium par l'oxyde oxalique. Il renferme :

Acide oxalique..........	28,5
Protoxyde d'uranium.....	51,2
Eau..............	20,3
	100,0

Sa formule est $C^2O^3. UO + 3H^2O$.

Dans le vide sec il perd 2 équivalents d'eau de cristallisation.

Sulfate de protoxyde d'uranium. — Quand on verse de l'acide sulfurique dans une dissolution concentrée de chlorure vert, le mélange se prend en masse. En faisant chauffer, l'acide chlorhydrique se dégage et il reste un produit gélatineux verdâtre qu'on dessèche presque complétement; en le traitant ensuite par l'eau, il se dissout et la liqueur fournit des cristaux verts de sulfate de protoxyde d'uranium.

Le plus souvent le produit obtenu est soyeux, verdâtre et très-peu soluble dans l'eau; quand il offre ces caractères, il contient un excès de base.

L'analyse de ce sel a donné :

Acide sulfurique........	29,7
Protoxyde d'uranium....	46,3

Qui correspond à la formule $So^3. Uo. 4H^2O$.

Sels de peroxyde d'uranium. — Dans les composés qui viennent d'être décrits, le protoxyde d'uranium joue le rôle d'un oxyde basique ordinaire, 850 parties de cet oxyde se combinant avec un équivalent d'acide pour former un sel neutre. Mais lorsque ce même protoxyde est mis en contact avec le chlore, l'oxygène et les acides, il paraît se comporter comme un corps simple. Ainsi il s'unit directement avec le chlore et donne un composé ternaire qui se combine aux chlorures alcalins en donnant naissance à des composés tout à fait analogues aux chlorures doubles ordinaires.

2 équivalents de protoxyde urane ancien (U^2O^2) donnent, en se combinant avec 1 équivalent d'oxygène, une base qui offre les caractères des bases à 1 équivalent d'oxygène, car elle s'unit avec 1 équivalent d'acide pour donner des sels évidemment neutres par l'ensemble de leurs propriétés.

Je ne pense pas que le protoxyde d'uranium des sels verts soit identique avec l'oxyde d'uranium, qui joue dans les sels jaunes le rôle de radical. Il est possible que la constitution moléculaire de ces deux corps ne soit pas la même, bien qu'ils aient la même composition pondérale, et que l'état de condensation de leurs éléments soit différent.

Je proposerai le nom d'*uranyle* [illegible] pour désigner le protoxyde d'uranium [illegible], lorsqu'il joue dans ces combinaisons le [illegible] rôle de radical; 1 équivalent d'ur[illegible]yle correspond à 2 équivalents de protoxyde d'uranium et pèse 1700.

L'oxyde d'uranyle (U^2O^2) O a pour équivalent 1800.

Chlorure d'uranyle. — On l'obtient en traitant le protoxyde d'uranium par le chlore au rouge.

Le produit est jaune, cristallisé, très-fusible et peu volatil. Il est déliquescent et très-soluble. Traité par le potassium, il donne du chlorure potassique et du protoxyde d'uranium.

Il renferme :

Urane (U^2O^2).	79,3
Chlore.	20,7
	100,0

Sa formule est $U^2O^2Cl^2$. Il correspond par sa composition à l'oxyde d'uranyle.

Chlorure double d'uranyle et de potassium.— On l'obtient en concentrant une dissolution des deux chlorures. Il cristallise en larges tables rhomboïdales d'un jaune verdâtre. Sa formation n'a lieu qu'en présence d'un excès d'acide chlorhydrique.

Son analyse conduit à la formule



$$Cl^2(U^2O^2)Cl^2K.\ 2H^2O.$$

Chlorure double d'uranyle et d'ammonium.— On l'obtient comme le précédent. Il est très-déliquescent. Sa composition est représentée par la formule $Cl^2(U^2O^2)Cl^2Az^2H^8.\ 2.\ H^2O$.

Acétate d'uranyle.— Sa formule est



$$C^4H^6O^3.\ (U^2O^2)O\ 2.H^2O.$$

Oxalate d'uranyle. — On l'obtient en traitant une dissolution de nitrate d'uranyle par une dissolution saturée d'acide oxalique. Le sel, étant peu soluble à froid, se précipite. Son analyse a conduit à la formule $C^2O^3\ (U^2O^2)O + 3H^2O$.

Oxalate double d'uranyle et d'ammonium.— L'oxalate d'ammoniaque dissout à chaud une forte proportion d'oxalate d'uranyle. La liqueur donne des cristaux par concentration.—L'analyse a con-

duit à la formule $C^2O^3 (U^2O^2)O + C^2O^3 Az^2H^8O + 3H^2O$.

Nitrate d'uranyle. — Il cristallise très-facilement en beaux prismes. Sa composition correspond à la formule $Az^2O^5. (U^2O^2)O + 6H^2O$.

Il est à remarquer que ce sel, qui est très-soluble, contient, comme presque tous les nitrates neutres, 6 équivalents d'eau de cristallisation. Il s'effleurit dans l'air sec. Dans le vide, il perd la moitié de son eau de cristallisation.

Sulfate double d'uranyle et d'ammonium.— Il existe probablement plusieurs sels doubles formés par la combinaison de ces deux sulfates. J'ai obtenu plusieurs fois des cristaux bien nets qui conduisaient à la formule



$$SO^3 (U^2O^2)O + SO^3 Az^2H^8O + 2H^2O.$$

Phosphate double d'uranyle et de chaux ou uranate d'autun.—Les nombres que j'ai obtenus dans l'analyse de ce corps s'écartent peu de ceux de MM. Laugier et Berzélius. Ils conduisent à cette formule très-simple :



$$Ph^2O^5 CAO + 2 (U^2O^2) O + 8H^2 O.$$

On emploie maintenant, en France, d'assez grandes quantités d'uranate de potasse ou d'ammoniaque pour la coloration des verres en jaune. M. de Fontenay jeune, l'habile verrier de Vallerystal et de Baccarat, qui le premier a produit cette nuance, a même employé avec succès, pour l'obtenir, l'uranite d'autun, simplement dépouillée de sa gangue par lévigation.

On peut aussi employer dans la peinture à l'huile l'uranate de potasse insoluble qui provient de la calcination d'un mélange de nitre et de nitrate d'urane. — Ce produit est d'une belle cou-

leur orangée et peut remplacer les jaunes employés aujourd'hui et qui manquent tous ou d'éclat ou de solidité.

---

65. *Recherches sur quelques composés de l'*URANE; par M. Ebelmen, ingénieur des mines. (Annales de chimie, t. 5, p. 189.)

J'avais commencé l'examen des composés principaux fournis par l'urane, lorsque M. Péligot fit connaître ce résultat très-remarquable, que l'urane était composé d'oxygène et d'un radical métallique, qu'il a appelé *uranium*. Cette circonstance m'a fait abandonner la continuation de ce travail, dont ce mémoire renferme les premiers résultats.

L'urane a été extrait de la pech-blende par des procédés qui diffèrent peu de ceux décrits et employés jusqu'ici. C'est au moyen du nitrate d'urane, qu'on obtient facilement en beaux prismes, que j'ai préparé les autres sels d'urane.

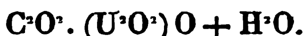
Oxalate uranique. — On l'obtient en précipitant une dissolution concentrée de nitrate par une solution concentrée et chaude d'acide oxalique. Il se forme immédiatement un magma visqueux, qui se change en une poudre cristalline d'un jaune clair, qu'on lave à l'eau bouillante sur un filtre pour enlever l'acide nitrique.

On peut purifier l'oxalate uranique en laissant refroidir une solution saturée à chaud, qui dépose le sel en croûtes cristallines; mais la faible solubilité du sel rend ce moyen peu commode.

100 p. d'eau en dissolvent 0,8 à 14° et 3,4 p. à 100°. Il est un peu plus soluble dans les acides forts que dans l'eau pure, mais l'acide oxalique

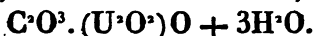
concentré précipite tous les sels simples d'urane, même le sulfate. La présence de sels alcalins dans les liqueurs empêche la précipitation de l'oxalate d'urane, parce qu'il se forme des oxalates doubles solubles.

En considérant la base du sel formée par 1 équivalent d'urane et 1 équivalent d'oxygène, j'ai trouvé que la formule du sel desséché à 100° était la suivante :



$$C^2O^3.(U^2O^2)O + H^2O.$$

Exposé à l'air, l'oxalate d'urane absorbe très-rapidement de l'eau de cristallisation sans changer d'aspect, et sa formule devient,



$$C^2O^3.(U^2O^2)O + 3H^2O.$$

Le poids atomique de l'urane a été déduit d'une série d'expériences sur l'oxalate, en déterminant la quantité d'urane produite par la calcination d'un poids connu de ce sel, desséché à 100°: puis chauffé au rouge dans un courant d'hydrogène, le sel était desséché et réduit dans un petit ballon en platine. Les mêmes expériences m'ont permis de déterminer la composition de l'oxyde vert d'urane.

J'ai tenu compte, dans le calcul de chaque expérience, du poids de l'air déplacé par l'oxalate uranique, l'urane et l'oxyde vert. J'ai trouvé, pour la densité de ces trois corps :

Urane.	10,15
Oxyde vert.	7,31
Oxalate uranique.	2,98

La moyenne de 8 expériences bien concordantes m'a donné, pour le poids atomique de l'urane, le nombre 1685,75 qui correspond à 2 équivalents de protoxyde d'uranium (U^2O^2).

D'après cela, l'atome d'uranium pèserait 742,875.

L'urane (protoxyde d'uranium) renferme :

Uranium.	88,13	100,00	UO.
Oxygène.	11,87	13,46	
	100,00		

L'oxyde qui entre dans la composition des sels jaunes, et dont la formule est U^2O^3, a pour composition :

Uranium.	83,20	100,00
Oxygène.	16,80	20,19
	100,00	

Cinq expériences bien concordantes donnent, pour la composition de l'oxyde vert :

Uranium.	84,79	100,00	U^3O^4.
Oxygène.	15,21	17,94	
	100,00		

100 d'oxyde vert correspondent à 101,91 d'oxyde jaune.

Oxyde uranique. — Cet oxyde n'avait pas encore été isolé à l'état de pureté. On l'obtient de la manière suivante : une dissolution d'oxalate uranique, exposée à la lumière solaire, se décompose : il se dégage un mélange d'acide carbonique et d'oxyde de carbone, et il se forme un dépôt d'un brun violacé; la liqueur se décolore complétement et ne retient rien en dissolution. Le dépôt brun violacé, qui est probablement l'hydrate d'oxyde vert, exposé à l'air, s'y convertit très-rapidement en hydrate d'oxyde uranique, qui est d'un beau jaune serin. A 300°, cet hydrate perd la totalité de son eau et

se convertit en oxyde uranique anhydre, dont la couleur est d'un beau rouge briqueté; chauffé au rouge, l'oxyde anhydre se change en oxyde vert. La formule de l'hydrate uranique est $U^2O^3 + 2H^2O$.

En exposant cet hydrate dans le vide sec ou à la température de 100°, il perd la moitié de son eau, et sa formule devient $U^2O^3 + H^2O$. Sa couleur varie du jaune serin au jaune un peu orangé.

Oxalates doubles d'urane et de potasse. — L'oxalate uranique se dissout facilement dans l'oxalate de potasse, et produit avec lui deux sels différents de forme et de composition, suivant qu'on emploie un excès d'oxalate d'urane ou d'oxalate alcalin.

Le sel double obtenu en employant l'oxalate d'urane en excès, se présente sous forme de cristeaux volumineux d'un beau jaune, qui dérivent d'un prisme rhomboïdal à base oblique; l'angle du prisme est de 131°2', et l'inclinaison de la base sur les pans latéraux de 111°28'.

Sa composition est représentée par la formule



$$C^2O^3.\ U^2O^3 + C^2O^3\,KO + 3H^2O.$$

Le sel double obtenu par un excès d'oxalate de potasse est beaucoup plus soluble à chaud qu'à froid. Il est sous forme de cristaux analogues à ceux du gypse. Il est inaltérable à l'air. Sa dissolution, non plus que celle du sel précédent, n'éprouve aucune altération sous l'action solaire. Son analyse a conduit à la formule



$$2\,(C^2O^3.\ U^2O^3) + 3\,(C^2O^3.\ KO) + 10\,H^2O.$$

Carbonate double d'urane et de potasse. — Pour l'obtenir, on précipite le nitrate d'urane par

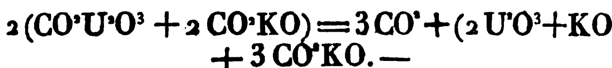
la potasse, et on met le précipité lavé en digestion avec du bicarbonate de potasse, qui le dissout. La liqueur concentrée dépose le sel double sous forme de croûtes cristallines, d'un beau jaune serin, qu'on purifie par une nouvelle cristallisation.

L'eau dissout à 15° les 7,4 p. 0/0 de son poids de ce sel. Il est tout à fait insoluble dans l'alcool. La potasse sépare complétement l'urane de la dissolution du carbonate double à l'état d'uranate de potasse, et la liqueur se décolore. L'analyse de ce sel conduit à la formule



$$CO^2 U^2O^3 + 2 CO^2KO.$$

A 300°, ce sel se décompose et produit un mélange d'uranate de potasse et de carbonate. La décomposition s'opère d'après la formule suivante :



$$2(CO^2U^2O^3 + 2 CO^2KO) = 3 CO^2 + (2 U^2O^3 + KO + 3 CO^2KO. -$$

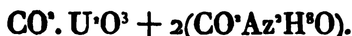
Le carbonate double d'urane et de sodium se prépare comme le précédent.

Carbonate double d'urane et d'ammoniaque. — On précipite le nitrate uranique par l'ammoniaque, et l'on met le précipité en digestion avec une dissolution chaude de sesqui-carbonate d'ammoniaque. Par refroidissement de la liqueur, il se dépose des grains cristallins de sel double.

Sa couleur est d'un beau jaune citron; exposé longtemps à l'air libre, il s'altère légèrement et prend une teinte un peu orangée. Vers 200 ou 250°, il perd beaucoup d'eau et de carbonate d'ammoniaque, et finit par se convertir en oxyde uranique anhydre. Chauffé brusquement, il se convertit en urane qui est très-pyrophorique.

100 p. d'eau à 15° dissolvent 5 p. de ce sel. Sa dissolution, portée à l'ébullition, se trouble et laisse déposer une poudre jaune orangé d'uranate d'ammoniaque.

L'analyse du sel double a conduit à la formule



$$CO^2 . U^2O^3 + 2(CO^2Az^2H^8O).$$

Carbonate uranique. — Il ne paraît pas pouvoir exister à l'état isolé. En précipitant le nitrate d'urane par un carbonate alcalin sans excès, on obtient un dépôt qui ressemble à l'hydrate uranique, et dans lequel l'analyse démontre l'existence d'une certaine quantité de carbonate alcalin.

Nitrate uranique. — Mon analyse est d'accord avec celle donnée par M. Péligot, et conduit à la formule



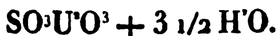
$$Az^2O^5\ U^2O^3 + 6\ H^2O.$$

Sulfate uranique. — On l'obtient en traitant le nitrate par l'acide sulfurique, évaporant à siccité, puis reprenant par l'eau et concentrant jusqu'à consistance sirupeuse. Le sel cristallise au bout d'un certain temps.

100 parties d'eau dissolvent à 22° 215 parties de sel, et 355 parties à la température de l'ébullition.

Il est très-stable et on peut le chauffer au rouge sans qu'il se décompose. L'hydrogène le réduit et laisse de l'urane parfaitement pur.

Le sel cristallisé a pour formule :



$$SO^3U^2O^3 + 3\ 1/2\ H^2O.$$

Le sel s'effleurit à l'air, mais il n'y perd qu'un demi-équivalent d'eau. A 100° il ne retient plus qu'un équivalent d'eau qu'il commence à perdre

vers 150°. Exposé à l'air, il repasse à l'état de sel avec 3 équivalents d'eau.

Sulfate double d'urane et de potasse. — 100 parties d'eau à 22° dissolvent 11 parties de sel, et 196 parties à la température de l'ébullition. Il est très-facile à purifier par voie de cristallisation. Sa formule est :



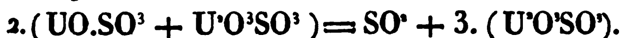
$$SO^3U^2O^3 + SO^3KO + 2H^2O.$$

Action de l'acide sulfurique sur l'oxyde vert d'urane — En traitant cet oxyde par l'acide sulfurique au creuset de platine, il y a combinaison avec dégagement de chaleur. Si l'on chauffe le creuset de manière à volatiliser l'excès d'acide, on obtient une matière d'un vert clair, entièrement soluble dans l'eau; la composition de cette matière se représente par la formule $U^3O^4 2SO^3$; mais on doit la considérer comme un sulfate double d'oxyde uraneux et d'oxyde uranique :



$$UO.SO^3 + U^2O^3SO^3$$

Chauffé au rouge, le sel laisse dégager de l'acide sulfureux et se change en sulfate uranique, en perdant 5 1/2 pour 100 de son poids, comme l'indique la formule



$$2.(UO.SO^3 + U^2O^3SO^3) = SO^2 + 3.(U^2O^3SO^3).$$

Lorsqu'on dissout le sel vert, obtenu comme je viens de le dire, dans de l'acide sulfurique étendu, et que l'on concentre la liqueur dans le vide sec, il s'en sépare des cristaux de sulfate uraneux, tandis que l'eau mère devient jaune verdâtre, et contient évidemment beaucoup de sulfate uranique. Ce fait prouve d'une manière claire que l'oxyde vert appartient à la classe des oxydes salins.

Sulfate uraneux. — On peut l'obtenir comme je viens de l'indiquer ; mais il est bien plus facile de le préparer en exposant à la lumière solaire la dissolution de l'oxyde vert dans de l'acide sulfurique étendu d'eau un peu alcoolisée. Il se dépose des cristaux de sulfate uraneux sur les parois du vase. La liqueur possède l'odeur et présente les réactions caractéristiques de l'aldéhyde.

Le sulfate uraneux est inaltérable à l'air à la température ordinaire ; l'eau le décompose et le change en sous-sel insoluble.

M. Péligot représente sa composition par la formule



$$SO^3.UO.4H^2O.$$

Mes analyses m'ont conduit au contraire à la formule



$$SO^3.UO.2H^2O.$$

En dosant l'oxygène absorbé pour transformer la base du sulfate uraneux en oxyde uranique (1), je me suis assuré qu'on ne pouvait pas admettre d'autre oxyde que le protoxyde d'uranium ou l'urane, comme base de ce sel.

Sulfate uraneux bibasique. — On obtient cette combinaison en exposant au soleil une dissolution de sulfate uranique cristallisé dans de l'alcool faible ; il s'y forme bientôt un dépôt vert clair. La liqueur se décolore et prend l'odeur de l'aldéhyde. On filtre le dépôt et on le dessèche dans le vide sur de l'acide sulfurique concentré.

En présence d'une grande quantité d'eau bouillante, il devient noir et de plus en plus basique.

(1) Voir *Annales des mines*, tome XIV, page 155, et tome XVI, page 590.

Sa composition est représentée par la formule



$$SO^3.\,2UO\,2H^2O.$$

Il dérive du sulfate uranique, $SO^3U^2O^3$, par la soustraction d'un atome d'oxygène, qui sert à transformer l'alcool en aldéhyde.

La composition des sels uraneux s'accorde avec les lois connues de la neutralité des sels; mais il n'en est pas de même de celle des sels uraniques. Dans tous les sels simples ou doubles, formés par l'oxyde uranique, on a pu remarquer que leur composition en faisait des sels tribasiques, bien qu'ils présentassent tous les autres caractères de la neutralité. Il semble donc que deux des trois équivalents d'oxygène contenus dans cet oxyde ne contribuent en rien à sa capacité de saturation. M. Péligot a proposé par cette raison de regarder l'urane dans les sels jaunes comme jouant le rôle d'un radical composé.

L'expérience suivante vient aussi à l'appui de cette hypothèse sur le rôle que joue l'urane dans les sels jaunes. L'urane provenant de la calcination de l'oxalate uranique précipite l'argent de son nitrate et forme du nitrate d'urane sans qu'il se dégage de gaz. L'urane en poudre brune obtenue par le soufre et l'oxyde vert chauffés ensemble, produit encore plus promptement cette réaction, mais elle n'a pas lieu avec l'urane en petits cristaux qui provient de la réduction du chlorure double potassique par l'hydrogène.

Sur le dosage de l'urane. — On a regardé jusqu'ici comme très-difficile la séparation de l'urane et des métaux dont les oxydes se dissolvent en partie ou en totalité dans le carbonate d'ammoniaque, comme le manganèse, le zinc, le cobalt et le nickel.

L'emploi des carbonates de potasse et de soude offre un moyen aussi simple qu'exact d'effectuer cette séparation ; il suffira, suivant les cas, de précipiter la liqueur qui contient l'oxyde uranique et les autres oxydes par un excès de carbonate de potasse, qui ne retiendra que l'oxyde uranique, ou de précipiter d'abord par la potasse, puis de mettre le dépôt en digestion avec du bicarbonate de potasse pour redissoudre l'urane.

Pour séparer l'urane de la dissolution alcaline, on peut se servir de potasse liquide, qui le précipite complétement à l'état d'uranate de potasse. Le dépôt, lavé deux ou trois fois par décantation, sera redissous dans l'acide hydrochlorique et précipité par l'ammoniaque. L'urane sera dosé à l'état d'oxyde vert; quelquefois il retient un peu de potasse, ce que l'on reconnaît à quelques parties orangées d'uranate de potasse au milieu de l'oxyde vert.

Pour extraire l'urane avec une grande précision de l'uranate de potasse, il faut, après l'avoir dissous dans l'acide hydrochlorique, traiter le chlorure double évaporé à sec dans un creuset de platine, par un courant d'hydrogène que l'on fait arriver au moyen d'un trou ménagé dans le couvercle du creuset. La chaleur de la lampe à esprit-de-vin suffit pour la réduction, qui est complète quand le gaz n'a plus de réaction acide. En reprenant par l'eau, on sépare facilement l'urane en petits cristaux du chlorure de potassium.

J'ai appliqué cette méthode à la séparation de l'urane, du zinc et du cobalt, et j'en ai obtenu des résultats très-satisfaisants. Si la liqueur uranique contient de l'acide phosphorique ou de l'acide arsénique, il faut y ajouter, avant de verser du

carbonate de potasse, un sel de peroxyde de fer, qui retienne ces deux acides dans le dépôt insoluble. On pourra les doser ainsi par la méthode de M. Berthier.

L'emploi du carbonate de potasse peut permettre de reconnaître qualitativement la présence de l'urane, puisqu'il ne dissout qu'un très-petit nombre d'oxydes métalliques. J'ai constaté que la coloration de la liqueur pouvait faire reconnaître la présence de 1/10,000 d'urane dans la dissolution, et que l'addition de la potasse permettait de trouver facilement 1/20,000 d'urane. Il se forme, dans ce cas, des flocons jaune orangé d'uranate de potasse, et cette réaction ne permet pas de confondre l'urane avec aucun autre métal.

---

66. *Sur le* CARBONATE D'URANE AMMONIACAL; par M. Delffs. (Ann. de Pog., t. 55, p. 229.)

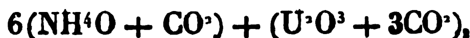
Pour avoir du carbonate d'urane ammoniacal cristallisé et bien pur, il faut prendre de l'uranate d'ammoniaque humide, le faire digérer avec une dissolution concentrée de carbonate d'ammoniaque pendant quelque temps, à la température de 50°, filtrer et abandonner ensuite la dissolution à elle-même.

J'ai trouvé ce sel composé de :

Oxyde d'urane	0,5547
Acide carbonique.	0,2393
Ammoniaque.	0,1138
Eau.	0,0922
	1,0000

Mais je me suis assuré, par une expérience faite avec un très-grand soin, qu'il perd constam-

ment 0,03 d'eau hygrométrique, à la température de 40°. D'après cela, il se trouve renfermer seulement la quantité d'eau nécessaire pour transformer l'ammoniaque en oxyde d'ammonium et sa formule est

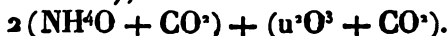


$$6(NH^4O + CO^2) + (U^2O^3 + 3CO^2),$$

qui donne :

Oxyde d'urane	0,5630
Acide carbonique.	0,2444
Ammoniaque.	0,1260
Eau.	0,0666
	1,0000

M. Péligot ayant constaté que $U = 3\,uO$ (u étant l'uranium), la formule devient



$$2(NH^4O + CO^2) + (u^2O^3 + CO^2).$$

---

67. *Sur le poids atomique de l'*URANE *et sur la composition de ses oxydes*, par M. Rammelsberg. (An. de Pog., t. 55, p. 318.)

Le chlorure vert de M. Péligot ne correspond pas au sous-oxyde (urane), comme il l'a annoncé, mais bien au protoxyde; sa dissolution dans l'eau donne par l'ammoniaque un hydrate noir verdâtre, qui perd par la calcination 0,1094 d'eau, et qui, chauffé ensuite dans le gaz hydrogène, abandonne 0,0307 d'oxygène en se changeant en sous-oxyde (urane), comme l'a trouvé M. Arfwedson.

Le chlorure vert m'a donné, comme moyenne de trois expériences, 0,35983 de chlore 442, 65 et 0,64037 d'uranium 787 514, au lieu de 0,371 de chlore et 0,629 d'urane qu'a trouvés M. Péligot.

MM. Arfwedson et Berzélius ont prouvé que le deutoxyde d'urane des sels jaunes renferme une fois et demie autant d'oxygène que l'oxyde des sels verts. D'après ces données, il est aisé de voir que les trois oxydes d'urane sont composés comme il suit :

Sous oxyde.	1181 d'uranium	+ 102,0	oxygène.
Protoxyde.	1181	+ 150,0	
Deutoxyde.	1181	+ 178,6	

D'où il suit que les quantités d'oxygène qu'ils contiennent doivent être entre elles : : 4 : 6 : 7. On a, d'après cela, pour les poids atomiques :

Urane.	= 3 × 787,5	= 2.362,5	
Sous-oxyde. .	= 2.362,5 urane.	+ 200	oxygène.
	= 0,92195	+ 0,07805	
Protoxyde. . .	= 2.362,5	+ 300	
	= 0,8873	+ 0,1127	
Deutoxyde. . .	= 2.362,5	+ 350	
	= 0,871	+ 0,129	

Lorsqu'on fait passer de l'hydrogène sec sur du chlorure d'urane, il s'en dégage de l'acide hydrochlorique et il reste une poudre brun foncé qui, au contact de l'eau, dégage de l'hydrogène avec énergie, en donnant une solution vert foncé de chlorure d'urane et en même temps un dépôt noir de protoxyde d'urane. La réaction ne s'effectue donc pas comme l'indique M. Péligot; mais l'hydrogène enlève au chlorure le tiers de son chlore, et non pas le quart. Il se produit du sous-chlorure correspondant au sous-oxyde, et ce sous-chlorure est décomposé par l'eau en chlore et protoxyde.

J'ai chauffé du chlorure au milieu d'un courant de gaz ammoniac dans le but d'obtenir du métal, comme cela a lieu pour le vanadium, le

titane, etc. Le chlorure a d'abord absorbé 1$^{at.}$ d'ammoniaque sans changer d'aspect, mais ensuite, en élevant la température, il s'est changé en sous-chlorure avec dégagement de sel ammoniac.

J'ai déterminé, d'après les données précédentes, les formules des sels qui ont été analysés par MM. Arfwedson et Berzélius.

On a, pour le chlorure potassique,



$$2(7KCl^2 + U^2Cl^{14}) + 3(U^2O^3 + 7H^2O).$$

Il me paraît plus naturel de considérer ce composé comme renfermant de l'uranate de chlorure d'urane, analogue au chromate de chlorure de chrôme, etc., que d'y admettre un métal oxygéné uni à du chlore, comme le fait M. Péligot.

Pour le sulfate potassique



$$2(3(KO,SO^3) + U^2O^7,3SO^3) + 7H^2O\,;$$

Mais ce sel est souvent mêlé de sulfate de potasse.

Pour l'oxalate,



$$U^2O^7,3C^4O^3 + 9H^2O$$



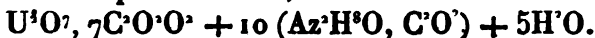
$$U^2O^7,2C^4O^3 + 5H^2O.$$

Pour l'acétate analysé par M. Péligot,



$$U^2O^7 + 3C^8H^6O^3 + 6H^2O.$$

Pour le carbonate ammoniacal, analysé récemment par M. Delffs,



$$U^2O^7,\ 7C^2O^2O^2 + 10\,(Az^2H^8O,\ C^2O^2) + 5H^2O.$$

L'*uranite* a pour formule



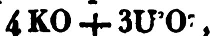
$$(3CaO + P^2O^5) + 2(U^2O^7, P^2O^5) + 24\,H^2O\,;$$

la *chlalacolite*,



$$(3CuO + P^2O^5) + 2(U^2O^7, P^2O^5) + 24\,H^2O\,;$$

L'uranate de potasse paraît être :



$$4\,KO + 3U^2O^7,$$

Les uranates de plomb paraissent être :



$$5PbO + U^2O^7 + PbO + 2U^2O^7,$$

et les uranates de baryte :



$$BaO + U^2O^7 \text{ et } 3BaO + 2U^2O^7.$$

---

68. *Nouveau moyen d'essai des* MANGANÈSES ; par M. Levol. (J. de Phar., t. 1, p. 210.)

Ce procédé est fondé sur la propriété qu'a une dissolution acide de ne pas laisser échapper de chlore d'un corps chlorurant, tant qu'elle n'est pas elle-même complétement chlorurée. On se procure 1° un matras d'environ 3 décilitres de capacité, à col court et un peu large, et pouvant être fermé par un bouchon de liége portant un petit tube droit à entonnoir, effilé à sa partie inférieure; 2° une solution aqueuse de chlorate de potasse, renfermant par 100 grammes 1gr.,829 de ce sel bien pur. La théorie et l'expérience indiquent que de ces 100 grammes de solution résulteront exactement 3gr..170 de chlore, correspondant dans les circonstances de l'opération, à 100° chlorométriques.

On pèse 3gr..980 du minerai à essayer, qui, si c'était du peroxyde pur, dégagerait, avec l'acide hydrochlorique, 3gr..170 de chlore. D'un autre côté, on pèse 4gr.. 858 de fer en fils bien nets, qui, réduit à l'état de chlorure, peut absorber les 3gr..170 de chlore. On introduit le fer dans le mat , on verse dessus de 80 à 100 grammes d'acide chlorhydrique pur et concentré, on ferme l'appareil au moyen d'un bouchon un peu échancré, et l'on chauffe doucement. La dissolution étant opérée, on y ajoute le manganèse ; on agite l'appareil d'un

léger mouvement circulaire, et on le referme avec le bouchon portant le tube à entonnoir. On porte alors à l'ébullition pendant quelques minutes sans cesser d'agiter; puis l'on retire du feu, et on suspend dans la partie supérieure du matras une bandelette humide de papier de tournesol, ou mieux de papier coloré par l'amidon.

A ce moment, le fer n'est qu'en partie au maximum, parce que les minerais du commerce ne so[illegible] jamais du peroxyde pur. Or, c'est pour apprécier ce qui reste de ce proto-chlorure que l'on emploie la dissolution titrée de chlorate de potasse. On la verse d'une burette tarée qui en est remplie, dans le matras, par le tube à entonnoir, jusqu'à l'instant où la décoloration du papier annonce que le chlore commence à prédominer, limite à laquelle on peut être certain que le fer se trouve porté au maximum de chloruration.

Arrivé à ce terme, on n'a plus qu'à noter le poids de la solution de chlorate qui a été employée pour produire ce résultat, et comme 100 grammes de cette liqueur donnent à chaud avec l'acide chlorhydrique en excès 3gr..170 de chlore à 100 degrés chlorométriques, il suffit de soustraire de 100 le nombre de grammes de solution employée (moins 1/2 gramme pour représenter la petite quantité de chlore dégagé), pour avoir le titre du minerai.

Cette méthode serait applicable dans beaucoup d'autres circonstances où l'on aurait à doser du chlore libre.

---

69. *Moyen de séparer le* MANGANÈSE *du* COBALT

ou du NICKEL; par M. Ullgren. (Rap. ann. de M. Berzélius. 1842, p. 83.)

On précipite les trois métaux par un mélange d'hypochlorite et d'hydrate potassique; puis on les redissout dans de l'acide fluorhydrique. On ajoute de l'ammoniaque à la dissolution, et l'on chauffe jusqu'à l'ébullition; par ce moyen, tout le manganèse se précipite à l'état d'oxyde manganique, et le cobalt reste en dissolution, ainsi que le nickel, à l'état de fluorures.

---

70. *Sur l'*OXYDE DE FER MAGNÉTIQUE *artificiel;* par M. Thomson. (Biblioth. de Gen., t. 38, p. 201.)

Lorsqu'on mêle ensemble une dissolution de sulfate de peroxyde fer et une dissolution de sulfate de protoxyde, et que l'on précipite le mélange par la potasse en léger excès, le précipité consiste d'abord en un mélange de peroxyde et de protoxyde de fer; mais si ensuite on chauffe la liqueur jusqu'à l'ébullition, les deux oxydes se combinent pour produire de l'oxyde magnétique, qui prend l'état cristallin et se présente sous le microscope en lames transparentes de couleur brune.

---

71. *Procédé pour émailler les vases culinaires en* FONTE DE FER; par M. Clark. (Soc. d'encour., t. 40, p. 61.)

On commence par décaper la pièce en la laissant pendant quelques heures dans de l'eau acidulée d'acide sulfurique, etc., puis on la recouvre d'un enduit formé d'un mélange de 2 gr. $\frac{1}{2}$ d'argile

à potier et de 20 grammes d'un verre obtenu en fondant ensemble 50 grammes de silice broyé et 25 grammes de borax calciné. On dessèche l'enduit au four à moufle pendant 5 à 10 minutes, et on le recouvre d'un second enduit composé de 62 gr. $\frac{1}{2}$ de verre blanc, 12 gr. $\frac{1}{2}$ de borax et 12 gr. $\frac{1}{2}$ de soude fondus ensemble. On prend 22 grammes de ce composé, on le broie dans l'eau bouillante avec $\frac{1}{2}$ gramme de soude; on évapore à sec, on broie, on tamise et on en saupoudre le vase à émailler. Enfin on chauffe ce vase sous la moufle, et l'on obtient ainsi un émail qui n'est sujet ni à se gercer ni à se détacher, et qui supporte tous les changements brusques de température.

---

72. *Moyen facile de se procurer de la poudre de* CUIVRE *ou d'*ARGENT *extrêmement fine*; par M. Böttger. (An. der Phar., t. 39, p. 172.)

Pour avoir du cuivre très-divisé, on fait bouillir une solution concentrée de sulfate de cuivre neutre et pure avec des morceaux de zinc distillé, jusqu'à complète décoloration. On enlève le reste des morceaux, on fait bouillir la poudre dans de l'acide sulfurique étendu; on la lave, on l'essuie entre des feuilles de papier joseph, et on la dessèche à une température qui ne dépasse pas 60° Réaumur.

Quant à l'argent divisé, on se le procure en faisant bouillir du chlorure d'argent récemment préparé, avec des morceaux de zinc, dans de l'acide sulfurique très-étendu.

---

73. *De l'étamage et du zingage du* CUIVRE *et du* LAITON *par la voie humide;* par M. Böttger. (An. der Pharm., t. 37.)

Si l'on plonge des grenailles d'étain et des morceaux de cuivre ou de laiton bien décapés dans une solution de stannate de potasse, préparée en faisant bouillir de la potée d'étain dans de la potasse caustique, le cuivre ou le laiton se recouvrent en quelques minutes d'une couche d'étain très-unie et fortement adhérente, pourvu que l'on ait l'attention de maintenir la température au degré de l'ébullition et les grenailles d'étain en contact avec le cuivre.

On obtient un zingage très-solide en substituant le chlorure de zinc au stannate d'étain, et la grenaille de zinc à la grenaille d'étain. Dans l'opération, le chlore du chlorure décomposé se rend à mesure qu'il devient libre sur le zinc métallique qu'il dissout peu à peu, tandis que le zinc, qui était combiné avec le chlore, se porte sur le cuivre où il se fixe.

74. *Préparation du* SULFITE DE CUIVRE; par M. Bourson. (Acad. des Sc., t. 13, p. 1,111.)

On sursature d'acide sulfureux une dissolution de potasse concentrée, on ajoute du sulfate de cuivre à la dissolution et on l'expose à une douce chaleur. Il se dégage une grande quantité d'acide sulfureux, et pendant ce dégagement il se dépose des cristaux de sulfite de cuivre d'une belle couleur rouge.

75. *Note sur un nouveau moyen de doser le* CUIVRE; par M. Levol. (Ann. de Ch., t. 4, p. 381.)

On introduit la dissolution cuivrique dans un flacon à l'émeril à large ouverture, on la sursature d'ammoniaque, on remplit complétement le flacon d'eau bouillie, on y introduit une lame de cuivre métallique exactement pesée, on le bouche et on l'abandonne à lui-même pendant trois ou quatre jours; au bout de ce temps, la liqueur est décolorée, et tout le cuivre dissous ramené à l'état de protoxyde. En pesant de nouveau la lame bien lavée et séchée, la perte de poids donne la proportion de cuivre contenue dans la dissolution soumise à l'analyse; 4 ou 5$^{gr.}$ de cuivre en lame mince peuvent servir à réduire au minimum un sel cuivrique ammoniacal, renfermant 1$^{gr.}$ de cuivre.

---

76. *De l'action du* CUIVRE MÉTALLIQUE *sur les dissolutions de certains métaux, et particulièrement de son emploi comme réactif de l'arsenic*; par M. Reinsch. (Bibliot. de Gen., t. 37, p. 164.)

Le cuivre métallique est le réactif le plus sûr et le plus sensible que l'on puisse employer pour faire reconnaître la présence de l'arsenic; il en constate encore l'existence dans une dissolution qui n'en renferme que $\frac{1}{100000}$; mais il faut pour cela que cette dissolution soit légèrement acidifiée avec de l'acide muriatique, et faire chauffer; la précipitation est accélérée par la présence de l'air. Au contraire, la précipitation n'a pas lieu dans une liqueur muriatique très-concentrée. L'ar-

senic qui se dépose est sous forme de poudre ou d'écailles noires non métalloïdes.

L'antimoine se comporte avec le cuivre comme l'arsénic, mais son aspect est différent; il a moins d'éclat et il a une teinte violette décidée.

L'étain et le plomb ne sont précipités par le cuivre à l'état métallique que lorsque leurs dissolutions, concentrées ou non, sont exposées au contact de l'air.

Le bismuth est facilement précipité par le cuivre, que ses dissolutions soient étendues ou non, et même sans le contact de l'air. Le métal précipité est à l'état cristallin.

Le cuivre ne donne une réaction sensible pour les dissolutions de mercure et d'argent, que lorsque ces dissolutions renferment au moins $\frac{1}{20000}$ de ces métaux.

---

77. *Sur l'*OXYDE D'ANTIMOINE; par M. H. Rose. (An. de Pog., p. 161.)

Lorsque, pour préparer l'oxyde d'antimoine, on se sert d'antimoine métallique et d'acide nitrique étendu, comme on l'indique dans les traités de chimie, on n'obtient jamais d'oxyde pur; cet oxyde est mêlé tantôt d'antimoine métallique, et tantôt d'acide antimonieux. En oxydant de l'antimoine tenu en fusion dans un creuset, comme le propose M. Liebig, l'oxyde est encore mélangé d'acide antimonieux. Mais on l'a parfaitement pur en décomposant du chlorure d'antimoine par l'eau, faisant bouillir la poudre d'algaroth, qui se précipite, avec du carbonate de soude, et lavant ensuite ce précipité à grande eau. Pour se procurer ce chlorure, on dissout 1 gramme de sulfure d'anti-

moine dans 3 gr. $\frac{1}{2}$ d'acide muriatique fumant, on soumet la dissolution à la distillation, et l'on ne commence à recueillir le produit que lorsqu'il devient laiteux en le mêlant avec de l'eau.

Pour reconnaître la pureté de l'oxyde d'antimoine, je le fais fondre dans un tube de verre avec 1 gr. $\frac{1}{2}$ de sulfure d'antimoine, et je recueille les vapeurs et les gaz qui peuvent se dégager dans de l'ammoniaque étendu. L'oxyde pur se fond sans production de gaz avec le sulfure, et alors il se sublime seulement une petite quantité de ce dernier. Mais quand l'oxyde est mêlé d'acide antimonieux, il se dégage du gaz acide sulfureux, proportionnellement à la quantité de ce dernier. On reconnaît la présence de l'acide sulfureux dans la liqueur ammoniacale en la saturant d'acide muriatique et y ajoutant ensuite une dissolution d'hydrogène sulfuré, qui donne lieu alors à un dépôt de soufre. On peut encore employer pour cela de l'hypermanganate de potasse, que l'acide sulfureux décolore, et employant dans ce cas de l'acide sulfurique bien pur pour saturer l'ammoniaque.

Le tube dans lequel on fait fondre le mélange d'oxyde et de sulfure d'antimoine, doit porter d'un côté un tube de dégagement recourbé et plongeant dans l'ammoniaque, et de l'autre un tube à chlorure de calcium; et, avant de le chauffer, on doit le vider d'air en y faisant passer un courant de gaz acide carbonique.

---

78. *Procédé de dosage et de reconnaissance des mélanges de* PROTO *et de* PERCHLORURE D'ANTI-

MOINE; par M. Levol. (Ann. de Ch, t. 1, p. 504.)

Le protochlorure d'antimoine réduit aisément les chlorures d'or, tandis que le perchlorure n'a pas d'action sur eux, et l'on peut mettre à profit cette propriété pour doser le protochlorure, en se servant de perchlorure d'or et d'acide chlorhydrique. 4972 parties d'or précipité représentent 8812 parties de proto-chlorure d'antimoine et 4838 parties de métal. L'or, réduit de cette manière, se présente avec l'aspect de la plus belle dorure au mat.

En précipitant l'excès d'or employé par le sulfate de fer, on peut ensuite doser l'antimoine total en le précipitant par l'étain.

Le protochlorure d'arsenic précipite aussi l'or, mais avec une telle lenteur que l'on ne peut pas profiter de cette propriété pour l'analyse.

---

80. *Précipitation du* ZINC *et de* L'ARSENIC *par l'hydrogène sulfuré;* par M. Wölher. (Rap. ann. de M. Berzélius. 1842, p. 84.)

Lorsque l'on fait passer du gaz hydrogène sulfuré dans une dissolution acide qui contient à la fois de l'oxyde de zinc et de l'acide arsénique, tout le zinc se précipite à l'état de sulfure double $ZnS + As^2 S^5$. Mais quand on ramène préalablement l'acide arsénique à l'état d'acide arsénieux par le moyen de l'acide sulfureux, il ne se précipite que du sulfure d'arsenic $As^2 S^3$, sans trace de zinc.

---

81. *Sur les sels de* PROTOXYDE DE MERCURE; par M. A. Rose. (An. der Ch., t. 39, p. 106.)

Les bases les plus énergiques sont le plus sou-

vent les oxydes qui ne contiennent qu'un atome d'oxygène. Les protoxydes de cuivre et de mercure ne font pas exception ; ils sont analogues à l'oxyde d'argent, dans lequel on s'accorde maintenant à admettre 2 atomes de métal pour un atome d'oxygène. Si les sels de protoxyde de cuivre et de protoxyde de mercure se troublent par l'eau, propriété qui n'appartient qu'aux sels qui renferment des bases faibles, cela vient de ce que ces protoxydes ont une grande tendance à se transformer en métal et en deutoxyde, et de ce que l'addition de l'eau détermine souvent cette décomposition, en produisant des dépôts qui se composent d'un mélange de métal et de sous-sel de deutoxyde. C'est ce qui arrive particulièrement avec le sel de protoxyde de mercure, lorsqu'on le fait bouillir dans l'eau Une preuve que le protoxyde de mercure est une base forte, c'est qu'il forme avec l'acide carbonique un sel anhydre neutre, propriété dont ne jouissent pas les bases faibles.

---

79. *Mémoire pour servir à l'histoire des combinaisons du* PLOMB ; par M. Pelouze. (Ann. de Ch., t. 4, p. 104.)

Lorsqu'on ajoute un peu d'ammoniaque à un mélange de deux dissolutions bouillantes d'oxamide et de nitrate ou d'acétate de plomb, il se précipite de l'oxalate de plomb tribasique 3PbO, C^2O^3, en petites lamelles blanches, brillantes et douces au toucher. Ce sel s'obtient aussi, mais à l'état pulvérulent, quand on précipite l'acétate de plomb tribasique par l'oxalate d'ammoniaque.

L'oxalate de plomb tribasique absorbe l'acide

carbonique de l'air, et se transforme en oxalate neutre; l'acide acétique et le nitrate de plomb lui font éprouver la même transformation. Introduit dans une dissolution bouillante formée de 1 partie de nitrate de plomb et de 2 parties d'eau, il se change en cristaux blancs, brillants, grenus, qui contiennent 3 atomes d'oxalate, 3 atomes de nitrate et 1 atome d'eau; l'ébullition les transforme en oxalo-nitrate neutre $PbO\,C^2O^3 + PbO, Az^2O^5, 2\,H^2O$. L'eau le décompose en ses deux éléments, surtout à l'aide de la chaleur.

Le *nitrate de plomb bibasique mono-hydraté* est peu soluble dans l'eau froide, beaucoup plus soluble dans l'eau bouillante, et il cristallise facilement par le refroidissement. L'acide carbonique le ramène à l'état neutre; il ne perd son eau de cristallisation qu'entre 160 et 190°; à 200° il laisse échapper des vapeurs rutilantes.

On peut l'obtenir très-rapidement en faisant chauffer une dissolution de nitrate neutre avec de la céruse, filtrant et laissant refroidir la dissolution. L'acétate neutre ne produit rien de semblable, et, au contraire, l'oxalate neutre, bouilli avec de l'acétate tribasique de plomb, ramène ce dernier à l'état neutre.

L'oxalate de plomb, chauffé dans une cornue placée dans un bain d'huile, laisse dégager, à la température de 300°, des gaz qui se composent de 3 parties d'acide carbonique pour 1 partie d'oxyde de carbone, et il reste du *sous-oxyde de plomb* parfaitement défini. Cet oxyde est d'un noir foncé, tantôt terne, tantôt légèrement velouté; il ne renferme pas de plomb métallique, car le mercure ne lui enlève pas la plus petite quantité de ce métal; il ne renferme pas non plus de protoxyde de

plomb, car les dissolutions de sucre bouillantes ne lui enlèvent absolument rien. Les acides nitrique, sulfurique, chlorhydrique et acétique, faibles ou concentrés, le changent en plomb métallique et en oxyde ordinaire avec lequel ils se combinent. Les alcalis se comportent de la même manière. Mis avec une petite quantité d'eau au contact de l'air, il s'échauffe beaucoup et se change en oxyde blanc hydraté; chauffé au rouge sombre, il se décompose en un mélange de plomb métallique et de protoxyde, que l'on peut séparer l'un de l'autre, soit par le mercure, soit par le sucre, soit par l'acide acétique. Le sous-oxyde de plomb est composé de deux atomes de plomb et 1 at. d'oxygène; il est pyrophorique, et, chauffé au contact de l'air, il produit 103,7 de protoxyde pour 100.

En Angleterre, pour préparer la céruse, on a modifié le procédé de M. Thénard comme il suit: on mêle à dela litharge la centième partie de son poids d'acétate de plomb, et on fait passer du gaz acide carbonique sur le mélange, préalablement mouillé avec une très-petite quantité d'eau. En quelques heures, toute la litharge est carbonatée, et l'opération est terminée. Dans ce procédé, l'acétate basique se détruit et se reforme sans cesse.

Le procédé hollandais qui a été transporté depuis plusieurs années à Lille, où il est devenu l'objet d'une industrie importante, consiste à exposer des lames de plomb à la vapeur du vinaigre et aux exhalaisons du fumier de cheval. Le vinaigre dont on fait usage est du vinaigre de bière d'une qualité inférieure, et qui ne renferme que très-peu d'acide acétique, de telle sorte que la proportion de cet acide, employée dans une opé-

ration, ne s'élève pas à un centième et demi du poids du plomb. Il est évident, d'après cela, que c'est l'air qui fait les frais de l'oxydation, et que le vinaigre produit le sous-acétate, qui est ramené au fur et à mesure par l'acide carbonique à l'état d'acétate neutre.

Quand on place une lame de plomb dans une atmosphère composée d'oxygène et d'acide carbonique, au-dessus d'un vase contenant de l'acide acétique, au bout de trois mois la lame de plomb se trouve recouverte d'une croûte de céruse. Mais si l'on remplace l'acide acétique par de l'acide formique, qui, comme on sait, ne forme pas de sel basique de plomb, il ne se produit rien de semblable. D'après cela, le rôle que l'acide acétique joue dans la préparation de la céruse est évident et incontestable.

---

83. *Recherches sur les* IODURES D'OR, *suivies de quelques réflexions sur le nombre proportionnel de ce métal et l'emploi médicinal du proto-iodure d'or;* par M. Fordos. (J. de Phar., t. 27, p. 653.)

Le proto-iodure d'or est d'un jaune citron très-pâle, inodore et insipide. Il se décompose spontanément en or et iode, et il prend une teinte pâle. Le chlore et le brôme le décomposent. L'eau, à la température de l'ébullition, opère la séparation de ses éléments. Il en est de même des acides sulfurique, nitrique et chlorhydrique. L'acide iodhydrique et l'iodure de potassium et l'iodure de fer le changent en or métallique et iodhydrate de periodure. L'éther sulfurique et l'alcool concentré en séparent la plus grande partie de l'or.

Cependant la liqueur en renferme toujours un peu.

Pour le préparer, je mets dans une éprouvette une solution de perchlorure d'or, j'y ajoute peu à peu une solution d'iodure de potassium, d'iodure de fer ou d'acide iodhydrique sans excès, je lave à diverses reprises le dépôt par décantation, puis je le mets sur un filtre et j'achève de le laver; je l'étale ensuite sur quelques doubles de papier joseph placés sur une assiette, et je l'expose dans une étuve à la température de 30 à 36° C. Au bout de trois ou quatre jours, tout l'iode en excès se trouve dégagé, et l'iodure est parfaitement pur.

J'ai trouvé dans cet iodure de 0,610 à 0,612 d'or, ce qui s'accorde parfaitement avec le poids atomique de l'or tel que l'a déterminé M. Berzélius.

La dissolution provenant de l'action de l'acide iodhydrique sur le proto-iodure d'or, laisse déposer de l'or lorsqu'on l'évapore; mais elle laisse presque toujours déposer en même temps des cristaux aiguillés qui sont probablement du periodure.

---

84. *Préparation de l'*IODURE D'OR; par M. Milliot. (J. de Phar., t. 27, p. 655.)

On verse un peu d'hydriodate d'ammoniaque bien neutre dans une dissolution d'or également aussi neutre que possible, et médiocrement étendue. On ajoute ensuite au mélange un tiers environ de son volume d'alcool, on laisse déposer et on décante. On obtient ainsi un dépôt noirâtre qui est un mélange d'iode et d'iodure d'or; on le lave par décantation avec de l'alcool, tout l'iode

se dissout, et il reste de l'iodure d'or presque blanc et à demi cristallisé.

---

85. *Sur la préparation du* POURPRE DE CASSIUS ; par M. Bolley. (An. der Chim., t. 39, p. 244.)

Il est essentiel que la liqueur stannifère employée pour précipiter l'or contienne exactement les proportions de deutoxyde et de protoxyde convenables pour former l'oxyde intermédiaire. On y réussit très-facilement en faisant chauffer une dissolution de *pinksals* (combinaison de chloride d'étain et de chlorure d'ammonium) avec le tiers de l'étain qu'il renferme. Voici un exemple des proportions employées pour préparer le pourpre.

$1^{gr.},34$ d'or ont été dissous dans de l'eau régale sans excès, et la liqueur a été étendue de 480 gr. d'eau. A 10 gr. de *pinksals* sec, on a ajouté $1^{gr.},07$ d'étain et 40 gr. d'eau, et on a chauffé jusqu'à dissolution, puis on a ajouté 140 d'eau à la liqueur. Cette liqueur a été versée peu à peu dans la dissolution d'or, entretenue un peu chaude et jusqu'à ce qu'il ne se formât plus de précipité. Lavé et séché, ce précipité pesait $4^{gr.},92$, d'où il résulte qu'il renfermait 0,214 d'or, comme le pourpre de Fuchs. Il était d'un brun foncé, et il se dissolvait entièrement dans l'ammoniaque concentrée.

---

86. *Nouvelle méthode d'affinage de l'*OR ; par M. Thomson. (Phil. mag., t. 15, p. 210.)

On fond ensemble dans un petit creuset 6 grains d'or impur, 15 grains d'argent, 8 à 12 grains de

chlorure d'argent et 50 grains de chlorure de sodium. De cette matière, tous les métaux mêlés avec l'or sont amenés à l'état de chlorures en réduisant le chlorure d'argent. On soumet ensuite au départ par l'acide nitrique le bouton métallique, qui est un alliage d'or et d'argent.

---

87. *Rapport à l'Académie des sciences sur les nouveaux procédés introduits dans l'art du* DOREUR; par MM. Elkington et de Ruolz (commissaires : MM. Thénard, d'Arcet, Pelouze, Pelletier, Dumas, rapporteur). (Compt. rend. de l'Acad., t. 13, p. 998.)

M. Elkington a inventé, il y a déjà plusieurs années, un nouveau procédé de dorure par voie humide qui est maintenant fort employé. Le 8 décembre 1840, il a pris un brevet de perfectionnement ayant pour objet l'application du galvanisme à la dorure, et le 19 du même mois M. de Ruolz a pris de son côté un brevet d'invention ayant absolument le même objet.

Le premier procédé de M. Elkington consiste à dissoudre l'or dans l'eau régale, ce qui le convertit en perchlorure, à mêler celui-ci avec une dissolution d'un grand excès de bicarbonate de potasse, et à faire bouillir le tout pendant assez longtemps. On plonge ensuite dans la liqueur bouillante les pièces de laiton, de bronze ou de cuivre bien décapées, et la dorure s'applique immédiatement, une portion du cuivre se dissolvant pour remplacer l'or qui se précipite.

Il résulte des explications données par M. Elkington et M. Wrigt, son associé, que le chlorure

d'or ne convient pas bien à la dorure, et que le protochlorure réussit beaucoup mieux. Ils expliquent par là comment il est nécessaire de faire bouillir longtemps le perchlorure d'or avec la dissolution de bicarbonate de potasse, car pendant cette ébullition prolongée le perchlorure passe lentement, difficilement, il est vrai, au minimum, et le liquide prend une teinte verdâtre. Mais le choix du bicarbonate influe beaucoup sur le résultat, car ce sel ne réussit bien que lorsqu'il n'est pas trop pur et qu'il retientdes traces de matières organiques, comme il arrive presque toujours.

Dans la dorure au mercure, la quantité d'or appliquée sur ces objets varie de 0gr.,0695 à 0gr.,2595 par décimètre carré, par la voie humide, elle varie de 0gr.,0274 à 0gr., 0353 pour la même surface.

Ainsi la meilleure dorure par voie humide arrive à peine, dans le cas le plus favorable, au degré d'épaisseur que la plus mauvaise dorure au mercure est obligée d'atteindre. Ce sont donc deux industries distinctes, et l'une ne peut pas remplacer l'autre.

Le brevet de perfectionnement de M. Elkington porte: « On prend 31gr.,25 d'or converti en oxyde, 500gr. de prussiate de potasse (cyanure de potassium), et 4 litres d'eau. On fait bouillir le tout pendant une demi-heure, après quoi le liquide est prêt à servir. Bouillant, il dore très-vite; froid, il dore plus lentement. Dans les deux cas, on y plonge les deux pôles d'une pile à courant constant, l'objet à dorer étant suspendu au pôle négatif où le métal de la dissolution vient se rendre.»

Dans les essais que nous avons faits de ce procédé, nous avons doré du laiton, du cuivre et

de l'argent, et à la température de 60° nous avons obtenue une dorure rapide et régulière. On peut donc augmenter l'épaisseur de la couche d'or à volonté et se rendre compte de cette épaisseur par la durée de l'immersion. Mais le cyanure de potassium étant un sel coûteux et difficile à conserver, il reste douteux qu'en l'employant la dorure se fît à meilleur compte que par la méthode actuelle au mercure.

Pour appliquer l'or, M. de Ruolz emploie la pile, comme le font MM. de la Rive et Elkington, mais il se sert d'autres dissolutions, savoir : 1° du cyanure d'or dissous dans le cyanure simple de potassium; 2° du cyanure d'or dissous dans le cyano-ferrure jaune; 3° du cyanure d'or dissous dans le cyano-ferrure rouge; 4° du chlorure d'or dissous dans les mêmes cyanures; 5° du chlorure double d'or et de potassium dissous dans le cyanure de potassium; 6° du chlorure double d'or et de potassium dissous dans la soude (le sel de potasse analogue ne réussit pas); 7° du sulfure d'or dissous dans le sulfure de potassium neutre.

Toutes ces dissolutions réussissent bien, mais c'est la dernière qui donne la plus belle dorure. La platine, l'argent, le cuivre, le laiton, le bronze, le packfong, se dorent très-bien par le procédé de M. de Ruolz. Le fer, l'acier et l'étain peuvent se dorer aussi très-bien, mais il est nécessaire pour cela de les recouvrir préalablement d'une pellicule de cuivre.

La précipitation de l'or est régulière et exactement proportionnelle au temps de l'immersion, mais la rapidité du dépôt augmente beaucoup avec la température, tandis que la nature du mé-

tal à dorer n'exerce que peu d'influence, pourvu qu'il soit bon conducteur.

Nous avons opéré sur un liquide contenant $1^{gr.}$ de chlorure d'or dissous dans $10^{gr.}$ d'eau contenant $10^{gr.}$ de cyano-ferrure de potassium, la pile étant chargée avec du sulfate de cuivre et du sel marin à 10° du pèse-sels, et ayant six éléments de 2 décimètres de chaque côté, et nous avons trouvé que la quantité d'or déposée par minute sur une surface de 50 centimètres carrés, était de $0^{gr.},063$ à la température de 60° C., $0^{gr.},0296$ à la température de 35°, et $0^{gr.},0125$ à la température de 15°. On remarque qu'en général la première immersion est souvent moins efficace que les immersions suivantes; cela s'explique par la difficulté que l'on éprouve toujours à nettoyer la pièce au point de la rendre capable de se mouiller immédiatement sur toute sa surface.

L'argent s'applique sur les divers métaux par le procédé de M. de Ruolz, tout aussi facilement et aussi régulièrement que l'or, mais sa précipitation est un peu plus lente. Avec un liquide renfermant 1 gr. de cyanure d'argent sec dissous dans 100 gr. d'eau contenant 10 gr. de cyano-ferrure jaune de potassium, et en employant 4 éléments de 2 décimètres de côté; à 45° C. il s'est déposé $0^{gr.},0124$ d'argent par minute, sur une plaque de cuivre rouge de 5 centimètres de côté, et seulement $0^{gr.},0083$ à la température de 30°.

Au premier abord, d'après l'analogie qui existe entre le platine et l'or, on aurait pu croire que le platine s'appliquerait aussi facilement que l'or sur les divers métaux déjà cités; mais l'expérience a montré qu'avec les dissolutions cyanurées, il fallait jusqu'à deux cents fois plus de temps. Mais en

faisant usage de chlorure double de platine et de potassium dissous dans la potasse caustique, on peut platiner avec la même facilité et la même promptitude que lorsqu'il s'agit de dorer ou d'argenter. On a reconnu qu'avec un milligramme de platine on couvre uniformément une surface de 50 centimètres carrés et qui correspond à une épaisseur de $\frac{1}{100000}$ de millimètre, analogue, comme on voit, aux pellicules les plus tenues dont nous puissions nous faire une idée par l'observation directe.

On cuivre, comme on argente, au moyen du cyanure de cuivre dissous dans les cyanures alcalins, mais la précipitation de ce métal est plus difficile que celle des autres métaux, et elle n'est guère plus prompte que celle du platine.

En agissant sur la dissolution d'oxyde de plomb dans la potasse, au moyen de la pile, on plombe la tôle, le fer, et en général tous les métaux.

Le nouveau procédé donne un moyen facile et prompt d'étamer le cuivre, le bronze, le laiton, le fer et la fonte elle-même, en opérant à froid sur toutes sortes d'ustensiles.

Le cobalt et le nickel déposés sur d'autres métaux ont une teinte qui se rapproche assez de la teinte du platine. Employés pour recouvrir des instruments de musique en cuivre, ils fournissent en pareil cas un vernis métallique agréable à l'œil, durable et d'un prix peu élevé. L'expérience a d'ailleurs prouvé qu'en chargeant ainsi la surface des instruments sonores, on ne modifie en rien leurs propriétés sous le rapport musical.

Le zinc appliqué sur le fer le préserve doublement, tant qu'il est intact, comme vernis, quand il est entamé, par une action galvanique; mais en

général le fer zinqué ne doit pas être appliqué à contenir de l'eau chaude, parce qu'alors l'action galvanique détermine très-rapidement l'oxydation du zinc, et le fer se ronge à son tour avec une singulière activité.

Le zincage du fer fait en plongeant le fer dans un bain de zinc fondu a quelques inconvénients, parce qu'il se forme à la surface des objets un alliage très-cassant, circonstance qui ne s'aperçoit pourtant qu'alors qu'on essaye de zinquer du fil très-fin ou des tôles très-minces. Mais en opérant par voie humide et en opérant à froid, comme le fait M. de Ruolz, la ténacité du métal n'est nullement altérée, et de plus, en appliquant le zinc par couches minces d'une épaisseur parfaitement régulière, on conserve les formes générales des pièces, et même l'aspect de leurs moindres détails.

Nous devons d'ailleurs rappeler que M. Sorel, d'un côté, et M. Perrot, de l'autre, étaient déjà parvenus à recouvrir le fer d'une couche de zinc par le moyen de la pile, et que ces messieurs avaient même annoncé, à cette occasion, qu'ils s'occupaient du problème général de la fixation des métaux les uns sur les autres. Espérons qu'en faisant connaître leurs procédés, ils ajouteront à la perfection d'un art qui paraît déjà si avancé.

---

88. *Sur la* DORURE *de MM. Elkington et de Ruolz.* (Revue scientifique, t. 7.)

D'après son brevet pour dorer, M. Elkington prend 31$^{gr.}$,25 d'or converti en oxyde, 510$^{gr.}$ de prussiate de potasse (cyanure de potassium), et 4

litres d'eau. Il fait bouillir le tout pendant une demi-heure; dès lors le liquide est prêt à servir. Bouillant, il dore vite; froid, il dore plus lentement. Dans les deux cas, on y plonge les deux pôles d'une pile à courant constant, l'objet à dorer étant suspendu au pôle négatif, où le métal de la dissolution vient se rendre. L'appareil dont on se sert se compose d'un vase et en cylindre en cuivre armé d'un long fil de métal, et d'un autre vase également cylindrique, en terre poreuse, d'un diamètre moindre des deux tiers, que l'on place dans le vase en cuivre; l'élément en zinc cylindrique solide, armé d'un long fil de cuivre, se loge entre les parois des deux vases inclus l'un dans l'autre. On verse le bain d'or dans le vase en terre, et une dissolution de sel marin dans le vase de cuivre; on plonge les deux pôles dans le vase de terre, ainsi que les objets à dorer, qu'on place contre le pôle négatif, c'est-à-dire contre le long fil de cuivre qui part du zinc.

M. de Ruolz se sert d'une pile de 40 couples de 16 centimètres de large sur 8 de hauteur; il arme le pôle positif d'un fil de platine, le pôle négatif d'un fil de cuivre, qui se rend dans l'auge où se trouve le bain; les objets à dorer, argenter, étamer, cuivrer, etc., sont rangés sur le fil de cuivre; le fil de platine les longe sans les toucher.

Le liquide pour la dorure est composé de 100 parties d'eau, 6 parties de cyanure de potassium, 1 partie de cyanure d'or; on y ajoute 25 gouttes d'acide hydrocyanique par gramme de cyanure d'or. Mais M. de Ruolz préfère encore les dissolutions suivantes : pour dorer l'argent, il emploie 1 partie de chlorure d'or sec, 10 parties de prussiate jaune et 100 parties d'eau, et il charge la

pile avec du sulfate de cuivre et du sel marin, à 10° du pèse-sel nég. Cette pile a 6 éléments de 2 décimètres de côté.

Le bain de platine se compose de 1 partie de cyanure de platine, 10 parties de prussiate jaune et 100 parties d'eau.

Le bain ne change pas de formule, mais simplement de base métallique, pour le cuivrage, l'étamage, le zincage, le cobaltage, le nickelisage, etc. C'est toujours à la faveur d'un cyanure qu'on opère.

L'emploi de la pile en général est du domaine public; il en est de même de son application à la précipitation des métaux les uns sur les autres. M. De la Rive s'est servi de la pile pour dorer; M. Jacobi pour mouler le cuivre, en le précipitant en dissolution; MM. Sozel et Picot ont galvanisé le fer au moyen du zincage. Nous pensons donc que l'industrie peut se mettre à essayer de dorer par la pile, sans crainte d'être inquiétée légalement par qui que ce soit.

Quoi qu'il en soit, il nous paraît plus que probable que le procédé de dorure par la pile ne pourra pas remplacer celui de l'immersion pour la bijouterie; et que pour les grands bronzes et pendules, il n'arrivera pas à cette uniformité de travail et à cette beauté du mat qui distingue, entre toutes, la dorure par le mercure, à moins qu'on n'y apporte de nouvelles modifications.

Au sortir du bain d'or, les bijoux lavés à grande eau et séchés dans la sciure de bois sont quelquefois un peu ternes et piquetés. On fait disparaître ces défauts en les *passant à la couleur*. Pour cela, on plonge la dorure dans une matière liquide et bouillante, composée en général de

sulfate de fer, sulfate de zinc, nitrate de potasse et alun, environ à parties égales, et de sel marin. Puis on la fait sécher sur la braise, jusqu'à ce que le tout ait cessé de noircir; on jette les bijoux dans une eau acidulée par l'acide nitrique; on les lave à grande eau; enfin, on les sèche à la sciure de bois.

Autrefois pour dorer les bijoux, après qu'ils avaient été *dérochés* et *décapés*, ils étaient *sautés* dans l'amalgame d'or, afin que l'amalgame se fixât d'une manière uniforme sur la surface des cuivres; ensuite, pour expulser le mercure, on les sautait de nouveau dans une *cire à dorer*, composée de cire jaune, d'huile de térébenthine, ou même de suif, et d'acétate de cuivre; on enflammait la cire, le mercure s'évaporait, l'or restait appliqué sur le cuivre, et on n'avait plus qu'à le passer à la couleur.

Mais en général, pour que la dorure réussisse bien, il faut que le *dérochage* et le *décapage* aient été effectués de la manière la plus parfaite, et pour cela chaque doreur a des procédés qui lui sont propres.

---

89. *Sur le* PLATINAGE *des métaux*; par M. Melly. (J. fur Chem., t. 16, p. 232.)

On dissout du minerai de platine dans de l'eau régale; la dissolution étant encore chaude, on en sature l'excès d'acide avec du carbonate sodique; puis on la fait bouillir et on y ajoute une solution très-étendue de ce même carbonate, jusqu'à ce qu'elle ait une réaction faiblement alcaline; alors on l'étend de dix fois son volume d'eau, on l'amène à la température de 50 à 60°, et l'on y

plonge la pièce métallique polie, qu'il s'agit de recouvrir de platine. Au bout de quelques secondes, l'opération est terminée, et il ne reste plus qu'à laver la pièce, à la sécher et à la frotter avec de la peau. Il faut bien se garder de laisser cette pièce trop longtemps dans la liqueur parcequ'alors la couche de platine deviendrait pulvérulente et ne contracterait aucune adhérence.

Le laiton est de tous les métaux celui qui se platine le mieux, puis viennent ensuite le cuivre, l'acier et l'argentan.

Ce platinage est trop mince pour qu'il puisse garantir les métaux de l'action des agents chimiques; mais il peut être employé avec avantage pour recouvrir les instruments de physique.

---

90. *De la réduction des solutions de* PLATINE *au moyen du zinc;* par M. Böttger. (An. der Phar., t. 38, p. 116.)

On précipite très-commodément et complétement le platine, sous forme de poudre noire, en plongeant une lame de zinc dans cette dissolution, après y avoir ajouté une petite quantité d'acide sulfurique étendu. Pour purifier la poudre noire, il suffit de la traiter par une petite quantité d'acide chlorhydrique et de la bien laver ensuite.

---

91. *Préparation de l'*OXYDE DE PLATINE; par M. Wittstein. (J. de Buchner.)

On commence par préparer du sulfate de platine, en faisant dissoudre du platine dans de l'eau régale et en chauffant ensuite la masse avec de

l'acide sulfurique. Pour 24 parties de platine, il faut employer 23 parties d'acide sulfurique.

On évapore la liqueur au bain de sable en l'agitant continuellement; on redissout dans l'eau, on précipite l'acide sulfurique par le nitrate de baryte, et en faisant bouillir ensuite la dissolution avec du carbonate de chaux, on obtient l'oxyde de platine, dont on sépare l'excès de carbonate de chaux au moyen de l'acide acétique.

Cet oxyde est d'un brun noirâtre; il détone par la chaleur.

---

92. *Procédés pour séparer l'*OR *du* PLATINE; par M. Kemp. (An. der Chem.)

On dissout les deux métaux dans l'eau régale et on les précipite successivement à l'état métallique, l'or par l'acide oxalique, et le platine par l'acide formique.

NOTICE

Sur la fabrication de la fonte, du fer et de l'acier dans le Thuringerwald et le Frankenwald.

Par M. EUGÈNE JACQUOT, Élève-Ingénieur des mines.

Cette notice, extraite d'un mémoire sur la fabrication des fontes, fers et aciers, dans le groupe des usines du *Thuringerwald* et du *Frankenwald*, a pour objet la description de quelques-unes des méthodes employées dans ces contrées. Parmi ces méthodes, celles qui consistent à fabriquer la fonte dans de petits hauts-fourneaux à poitrine fermée (*Blauofen*, *Flossofen*, *Flussofen*), et le fer dans des creusets de brasque (*Læschfeuer*), sont fort anciennes et remontent au Ve siècle, époque à laquelle les arts commencèrent à renaître en Europe.

L'histoire de l'art métallurgique nous apprend qu'au moyen âge, elles étaient répandues dans toute l'Allemagne et une partie de la France. Mais les blauofen étant peu propres à la fusion des minerais pauvres, disparurent peu à peu pour faire place aux hauts-fourneaux. Aussi on ne les retrouve plus aujourd'hui que dans les pays qui possèdent des minerais facilement fusibles comme la Styrie et le *Thuringerwald*. Quant à la méthode de fabrication qui porte en allemand le nom de *Læschfeuersarbeit*, elle n'est dans aucun cas avantageuse, et si elle subsiste encore dans quelques usines groupées autour de la petite ville de *Suhl*, on doit attribuer ce résultat à l'isolement presque complet dans lequel ces usines sont res-

tées jusqu'ici. Je décrirai successivement la fabrication de la fonte dans les *Blauofen* et celle du fer dans les *Læschfeuer*, et je dirai quelques mots des autres méthodes en usage dans le Thuringerwald, qui offrent aussi quelques particularités.

Je suivrai toujours, dans la description d'un procédé, l'ordre suivant :

1° Matériel employé dans la fabrication ;
2° Personnel ;
3° Matières premières ;
4° Conduite de l'opération ;
5° Nature des produits obtenus;
6° Théorie de l'opération ;
7° Conditions économiques ;
8° Améliorations à introduire ;
9° Changements divers à apporter pour obtenir des produits de diverses espèces.

Des monnaies. Mais avant de commencer et pour l'intelligence de ce qui suit, je crois utile de donner une nomenclature des monnaies, poids et mesures dont on se sert dans les différentes régions du Thuringerwald, avec leur valeur, réduite en monnaies et mesures françaises. Deux systèmes sont adoptés dans le Thuringerwald pour les monnaies, celui de la Prusse et celui de la Bavière. Le premier est en usage dans la partie prussienne, la principauté de Schmalkalden (Hesse électorale), les duchés de Saxe-Cobourg et de Saxe-Weimar. On y compte par thalers (3 fr. 75) qui se divisent en 30 silbergros ; le silbergros a 12 pfennigs. Dans la principauté de Schmalkalden, on partage encore le thaler en 24 bons gros. Le système bavarois a cours dans le duché de Saxe-Meinungen, les principautés de Schwartzbourg et le pays de Reuss. On y compte

par florins, que l'on divise en 60 kreuzers, 1 kreuzer a 4 pfennigs ; 28 kreuzers = 1 franc.

Dans la principauté de Schmalkalden, — Des poids et des mesures.

$1^{liv.} = 0^{kil.},4870$.

1 centner ou quintal, $= 108^{liv.} = 52^{kil.},596$.

Le charbon se mesure par *fuder* et *stütze*.

1 fuder = 8 stütze.

1 stütze = 16 pieds cubiques, $= 0^{mét.\ cub.}\cdot 37824$.

1 pied de Cassel = 11 pouces du Rhin, $= 0^{m},28769$.

En Prusse,

$1^{liv.} = 0^{kil.},46846$.

1 centner ou quintal, $= 110^{liv.} = 51^{kil.},53$.

1 pied $= 0^{m}, 31385$, = 1 pied du Rhin.

La tonne, mesure pour les minerais, a 7 pieds cub. $\frac{1}{9}$.

Dans le duché de Saxe-Cobourg,

$1^{liv.} = 0^{kil.},4663$.

1 centner, $= 100^{liv.} = 46^{kil.},63$.

1 pied de Gotha, = 125 lignes, $= 0^{m},289$.

1 stütze (mesure pour le charbon) = 11 pieds cub. de Gotha.

Le bois se mesure par *klafter*.

1 klafter a 6 pieds en hauteur et en largeur, et 3 pieds de profondeur.

PREMIÈRE PARTIE.

Fabrication de la fonte dans les Blauofen.

1° Matériel employé.

Disposition générale des usines.

Toutes les usines du Thuringerwald sont situées sur des cours d'eau, dans des vallées très-inclinées, très-profondes et à parois presque abruptes. Cette disposition uniforme du terrain a entraîné un arrangement général assez constant pour les princi-

pales parties dont se composent ces usines. Ordinairement les blauofen sont adossés à l'un des flancs de la vallée; un fossé détourne, au moyen d'un barrage, une partie des eaux du ruisseau, et l'amène sur la roue qui fait mouvoir la machine soufflante. Un petit pont en planches relie le gueulard à une plate-forme entaillée dans les flancs de la montagne et sur laquelle se trouvent déposés et le minerai et le combustible. Assez souvent cette plate-forme descend suivant une pente douce jusqu'au niveau de la route établie dans la vallée, de telle façon que les voitures qui amènent le minerai et le combustible les transportent immédiatement jusqu'à cette place de décharge.

Cette disposition permet de se passer de plan incliné. Cependant, il arrive aussi quelquefois, quand la vallée est large ou quand les flancs ne sont point assez abruptes, qu'on ne puisse faire autrement que de construire un plan incliné en bois. Les minerais et le combustible sont alors élevés dans de petites brouettes traînées par des hommes.

Des blauofen. Les appareils dans lesquels on fabrique la fonte portent en allemand les noms de *Blauofen*, *Flossofen*, *Flussofen*. Je ne connais pas l'étymologie du premier de ces noms. Quant au second, il vient évidemment du mot *Floss*, par lequel on désigne en Allemagne la variété de fonte produite et du mot *Ofen*, fourneau; le troisième n'est qu'une altération du second. Un blauofen (voyez les *fig*. 5, 6, 7, 8, *Pl. VI*) se compose essentiellement de deux parties : un massif extérieur et un massif intérieur. Le massif extérieur ne diffère pas sensiblement de celui des hauts-fourneaux. Il est pyramidal et ordinairement construit en grès bigarré. On y ménage

des canaux pour le dégagement de la vapeur d'eau, et on relie la maçonnerie par des clefs afin qu'elle se prête aux mouvements opérés par la dilatation. Cette maçonnerie est séparée de la partie intérieure par un espace que l'on remplit de matériaux réfractaires et incohérents. La cuve est formée de deux cônes tronqués adossés base à base; la partie supérieure est ordinairement construite en argile, et l'inférieure en grès réfractaire de la formation du grès bigarré. Quelquefois aussi toute la cuve est construite en grès ou bien en briques. Dans tous les cas, les pierres qui doivent former la partie inférieure sont toujours taillées avec soin; lorsqu'on les dispose, on ménage près de la sole un trou qui sert à faire la coulée et que l'on bouche pendant l'opération avec de l'argile. La sole est formée par une pierre de grès bigarré ou de grès réfractaire, ou bien encore de poudingue de la formation du *todtliegende*.

Cette pierre se détériore très-rapidement. On peut estimer moyennement à $0^m,10$ la diminution mensuelle d'épaisseur. On est obligé de la renouveler tous les deux mois. Quelquefois, cependant, elle dure onze et même douze semaines; on conçoit que cela dépend beaucoup de sa qualité, et aussi de son épaisseur. Quand on enlève une pareille pierre, on observe qu'elle présente un aspect assez singulier. La fonte a pénétré jusqu'à une certaine profondeur et a formé avec le grès un véritable poudingue dont elle forme la pâte.

Il n'y a ordinairement dans un blauofen qu'une seule tuyère qui est placée sur le côté et à $0^m,30$ de la surface supérieure de la pierre de fond, au commencement de la campagne. Cette tuyère est horizontale, ou bien elle reçoit une légère incli-

naison ascendante de 15′ à 20′. Très-rarement il y a deux tuyères; ce cas se présente, par exemple, dans un blauofen nouvellement construit près de Schmalkalden et dont le dessin se trouve représenté *fig.* 5, 6, 7, 8, *Pl. VI.* Ce dessin a été pris sur les plans qui ont servi à construire le blauofen, on peut donc le considérer comme très-exact.

Des machines soufflantes.

Les machines soufflantes sont des soufflets de bois ordinaires, il y en a deux pour un blauofen. Le plus souvent ils sont mis en mouvement par une méthode vicieuse qui consiste à relier au moyen d'une corde les deux volants à un levier suspendu au plafond de l'usine. Quand l'un des deux volants descend par l'action de la force motrice, l'autre est obligé de monter. Quelquefois aussi ils sont reliés à des balanciers chargés de contre-poids qui les relèvent. Dans tous les cas, ils sont abaissés par des cames qui passent sur un étrier. Les cames sont attachées à l'arbre d'une roue à augets toujours prise par dessus, et en général fort mal construite. La plus grande partie, de ces roues, en effet, perdent une grande partie de leur eau à l'entrée de celle-ci dans l'auget. On s'embarrasse peu d'adopter une construction meilleure; car pendant l'automne, l'hiver et le printemps, on a toujours beaucoup plus d'eau qu'on n'en veut, et pendant l'été on en manque complétement. Cela étant, il devient tout à fait impossible de calculer la quantité du vent lancé dans le fourneau, et je n'ai pu faire de pareils calculs que pour l'usine de *Luisenthal* qui est pourvue d'une machine soufflante à cylindres sans balancier.

Le personnel attaché à un blauofen se compose de quatre ouvriers partagés en deux postes qui se

rechangent quand trois gueuses ont été coulées, c'est-à-dire environ après cinq heures. Il y a aussi quelquefois un aide, surtout quand il faut élever les charges au gueulard. L'un des ouvriers est employé à la tuyère et l'autre prend le soin des charges. Ils reçoivent, à Louisenthal, 3 silbergros par centner de fonte produit, soit 0fr,375 pour 46kil.,63, ou 0fr,80 pour 100 kil. de fonte. L'aide qui est payé à part 0,75 par jour est compris dans cette évaluation. A *Steinbach*, dans la Hesse, on donne par centner de fonte 2 bons gros ½, ou 0fr39; le centner est peu différent de celui du duché de Saxe-Gotha.

Le minerai que l'on fond dans les blauofen est toujours de l'oxyde brun ou du fer spathique avec lequel on mélange un peu d'oxyde rouge à gangue quartzeuse. Le fer spathique est grillé en tas avec du bois, tant pour rendre le minerai plus poreux et plus facilement réductible que pour chasser l'eau et l'acide carbonique qui ne peuvent que gêner dans de petits fourneaux où la température n'est pas très-élevée. Le minerai grillé est cassé en petits morceaux de la grosseur d'une noix, puis il est abandonné à l'air le plus longtemps possible.

3° Matières premières de la fabrication. Du minerai et de la castine.

Une analyse faite sur le minerai du Stahlberg grillé m'a donné les résultats suivants :

	pour 100.
Gangue (sulfate de baryte, quartz, un peu de silice gélat.	5,40
Oxyde de fer.	58,00
Oxyde de manganèse.	11,40
Magnésie.	2,60
Chaux.	8,40
Perte (eau hygr. et acide carboniq.).	14,00
	99,80

Il contient 40 p. 0/0 de fer ; 10 grammes de ce minerai fondus sans addition ont donné $4^{gr},70$ de fonte blanche assez malléable et très-résistante ; cette fonte contenait évidemment beaucoup de manganèse. La scorie pesait $1^{gr},62$, elle était verte et vitreuse.

Bucholz a fait l'analyse d'un oxyde brun de Schmalkalden (probablement du Stahlberg) qui lui a donné :

Oxyde de fer.	73,75
Oxyde de manganèse.	10,50
Carbonate de chaux.	2,75
Eau.	13,00
	100,00

On ajoute ordinairement aux minerais du calcaire (calcaire de transition ou muschelkalk) et des scories de forges. L'analyse d'une de ces scories a donné :

Silice.	0,16
Protoxyde de manganèse.	0,23
Protoxyde de fer.	0,08
Chaux.	0,57
Alumine.	trace.
	1,04

Elle est représentée par la formule



$$(\mathrm{Ca}^1, \mathrm{mn}^5, \mathrm{fe}^{15})^9\,\mathrm{Si}^4.$$

On a pour but, en faisant cette addition, d'introduire dans le fourneau un silicate très-basique qui dissout la silice et le quartz qui entrent dans la gangue des minerais.

Les analyses que je viens de citer font voir que dans tous les cas le laitier doit être un silicate de manganèse, de chaux, de magnésie et de baryte, dans lequel la première base se trouve en quantité

assez notable. Il ne peut donc manquer d'être très-fusible.

Dans quelques usines, et en particulier à *Louisenthal*, on ajoute encore au lit de fusion ordinaire un oxyde de manganèse mélangé d'oxyde de fer, mais jamais en quantité très-considérable.

Enfin, plusieurs blauofen du *Thuringerwald* emploient comme fondant le spath fluor. Ce réactif agit de deux manières, en entraînant une partie de la silice à l'état de fluorure de silicium et en rendant les scories plus fusibles par le fait même de sa présence. Toutefois, je n'oserais affirmer que cette dernière action soit bien certaine, car pour s'en convaincre, il faudrait analyser les laitiers, et je ne connais aucune analyse de ce genre.

Le combustible que l'on emploie pour la fusion des minerais dans les *Blauofen* est toujours du charbon de hêtre et de pin. On préfère toujours le premier au second, parce qu'il est plus compacte et produit plus de chaleur. Aussi, dans la partie ouest du Thuringerwald, où se trouvent des forêts de bois feuillus, on est dans l'habitude de mélanger le charbon de hêtre et de pin par parties égales. Mais dans la partie est, qui est presque totalement dépourvue de bois feuillus, on est obligé de s'en passer, et l'on fond avec du charbon de pin. Du combustible.

Pour une usine qui fond des minerais contenant 40 p. o/o de fonte et qui produit par jour 30 quintaux métriques de fonte, on peut estimer à 11^m.c.^,03 ou à 14^kil.^,34 la quantité d'air lancée par minute. Ces nombres résultent de calculs faits sur l'usine de *Louisenthal*. De la quantité de vent.

La conduite d'un *Blauofen* est toujours très-simple, et elle exige beaucoup moins de soins que celle des hauts-fourneaux ordinaires. 4° Conduite des blauofen. De la mise en feu

Supposons une campagne terminée, ce qui arrive toutes les huit ou dix semaines et la partie inférieure de la cuve assez endommagée pour qu'on soit obligé de la reconstruire en entier. Ce cas, qui ne se présente guère qu'au bout de deux années, parce que les blauofen ne marchent pas plus de trois ou quatre mois, est le plus compliqué. Quand on veut commencer une nouvelle campagne, on démolit la poitrine et on enlève la pierre de fond, puis on en établit une nouvelle sur une couche d'argile fortement tassée, de telle façon qu'elle ait une légère inclinaison vers le trou de coulée. On reconstruit ensuite la partie inférieure de la cuve avec des pierres de grès soigneusement taillées, dont les joints sont sensiblement normaux à la circonférence intérieure, et on a soin de laisser une ouverture pour la tuyère et une autre à la place où doit se trouver le trou de coulée.

Le fourneau est ensuite desséché avec du petit bois que l'on brûle d'abord devant la poitrine, et que l'on porte ensuite dans l'intérieur de la cuve.

On gradue soigneusement la chaleur, et quand on s'aperçoit que la dessiccation est déjà avancée, on ferme la partie supérieure de l'ouverture ménagée sur le devant du fourneau et on ne laisse subsister qu'un petit trou que l'on bouche avec de l'argile et qui doit servir à la coulée. On jette ensuite successivement dans la cuve du charbon allumé et du charbon noir, et au bout de quelques jours on commence à donner le vent et à charger du minerai. Les charges de minerai sont d'abord faibles, mais on les porte bientôt au poids ordinaire.

Conduite du fourneau en train.

Le fourneau, une fois mis en train, le travail des ouvriers se réduit à très-peu de chose. Celui

qui est occupé au gueulard doit avoir soin de faire les charges à des intervalles réglés. Quant au fondeur (*schmelzer*), il effectue la coulée et soigne la tuyère. On fait de 12 à 15 coulées en 24 heures, en sorte que les matières restent de $1^{h}\frac{1}{2}$ a 2 heures dans la cuve. Quand le moment de faire la coulée approche, l'ouvrier prépare le moule.

Il commence à jeter un peu d'eau sur le sable qui se trouve sous l'embrasure de travail afin de lui donner plus de consistance. Puis avec un châssis en bois il creuse dans le sable une fosse parallélipipédique, dont les rebords sont évasés. Cette fosse est peu éloignée du trou de coulée, et elle est terminée de ce côté par un plan légèrement incliné sur lequel la fonte doit couler en sortant de la cuve. Les dimensions de la fosse sont ordinairement de 2 mètres de longueur, $0^{m},25$ de largeur, l'épaisseur de $0^{m},10$.

Quand le moule est construit, l'ouvrier fait avec son doigt dans la partie la plus éloignée du fourneau un petit trou qui laisse sous la gueuse l'empreinte d'un crochet. Lorsque le moment de la coulée est arrivé, le fondeur perce le trou à coups de ringard; cette opération ne se fait point sans peine, car l'argile est fortement durcie. La fonte et le laitier se rendent dans le moule; ils sont très-fluides, et coulent avec la plus grande facilité comme un véritable liquide.

On n'a pas l'habitude d'arrêter le vent pendant la coulée qui dure du reste très-peu de temps; quand elle est terminée, l'ouvrier attache au bout de son ringard un tampon d'argile humide et il bouche le trou. Alors l'aide (et quand il n'y en a pas, le fondeur lui-même) jette de l'eau sur le laitier qui recouvre la fonte. Il se fait un grand boursouflement,

et on retire de la surface du bain des scories incolores; on en laisse toutefois sur la fonte une petite couche qui se refroidit avec elle. On n'attend pas que ce refroidissement soit très-avancé pour enlever la gueuse, parce qu'on est pressé par le temps. Cette opération se fait en attachant le petit crochet qui se trouve à la surface inférieure à une chaîne en fer qui s'enroule autour d'un treuil. On facilite le transport en plaçant sous la gueuse des rouleaux en bois. Une pareille gueuse pèse ordinairement de 2 à 3 quintaux métriques.

En Bavière on a une manière de travailler un peu différente de celle-ci. Les dimensions des fourneaux bavarois sont plus considérables que celles généralement adoptées dans les autres parties du Thuringerwald. Il s'ensuit que la partie inférieure de la cuve peut contenir une plus grande quantité de matières. On ne fait donc la coulée que quatre fois par 24 heures, et comme la quantité de scories qui se rassembleraient pendant cet intervalle serait trop considérable, on ménage un trou au-dessus de celui par lequel la fonte s'écoule. Ce trou est ordinairement bouché, mais on le perce de temps en temps pour faire sortir les scories de la cuve. La gueuse est de 6, 7 et jusqu'à 8 quintaux de Bavière (471$^{kil.}$,21), (549$^{kil.}$,78), (628$^{kil.}$,32).

Des soins à donner à la tuyère.

Lorsque le fourneau se trouve une fois en train, il arrive rarement des dérangements si l'ouvrier placé au gueulard a soin d'effectuer les charges à des intervalles égaux. Cela doit se concevoir facilement, parce que la nature des minerais que l'on traite étant très-peu variable, on connaît toujours exactement dans chaque localité les minerais que l'on mélange dans le lit de fusion et la quantité de charbon qu'il faut brûler pour les fondre. Toute-

fois, on est quelquefois dans la nécessité d'augmenter la proportion du minerai par rapport au combustible, soit parce que celui-ci est mieux grillé ou plus sec, soit parce qu'il est plus fusible. Quand ce cas se présente, la tuyère devient claire, une flamme vive et sans fumée apparaît au gueulard, la fonte est très-chaude, elle conserve longtemps sa fluidité. Si au contraire la quantité de minerai ajoutée est trop considérable, la tuyère devient obscure et il se forme des engorgements, parce que la température n'est plus assez élevée pour maintenir la fonte et les laitiers dans une fusion complète. Ces accidents se présentent très-rarement, et il est toujours facile d'y remédier en augmentant dans le premier cas, et en diminuant dans le second, la quantité du minerai.

Quand l'espace dans lequel se réunissent la fonte et le laitier se trouve trop agrandi, ce qui arrive, comme nous l'avons déjà dit, au bout de huit à onze semaines, on est obligé de cesser le fondage, parce que les matières ne peuvent plus être tenues assez liquides dans le fond de la cuve et qu'il pourrait se faire des engorgements. On arrête alors les charges, et quand le creuset est refroidi, on enlève la pierre de fond, comme nous l'avons dit au commencement de cet article. Il reste ordinairement sur cette pierre une fonte aciéreuse qui pénètre assez souvent dans l'intérieur et forme un véritable poudingue. Mise hors feu.

La fonte que l'on obtient dans les *Blauofen* des minerais manganésifères du *Stahlberg* et de *Camsdorf* est ordinairement blanche, à petites lames, et quelquefois caverneuse. C'est celle que l'on obtient par une surcharge de minerais ou une allure froide. Il y a deux raisons pour qu'on soit porté à 5° Nature des produits obtenus. De la fonte.

agir ainsi. On brûle moins de charbon dans le blauofen, et on fait aussi une économie de combustible dans le feu d'affinerie, parce que cette fonte étant de toutes les fontes manganésées celle qui contient le moins de carbone, elle est la plus facile à décarburer. On obtient, mais rarement, et seulement accidentellement, la fonte lamelleuse à grandes lames qui correspond à l'allure intermédiaire.

On produit cependant quelquefois à *Louisenthal* une semblable fonte pour un objet spécial. Le fer qu'elle donne par l'affinage est vendu à une fabrique d'armes blanches qui se trouve près de *Sahl*, et il est employé pour faire des cuirasses. Il paraît que ce fer est très-résistant et qu'il prend en même temps un beau poli, deux qualités qui sont essentiellement propres à le faire rechercher pour l'usage auquel on l'emploie.

Du laitier.

Le laitier est ordinairement celui que l'on obtient par un refroidissement brusque, c'est-à-dire qu'il est vitreux. Sa couleur est le vert pâle; il présente quelquefois des indices de cristallisation. Quand on jette de l'eau sur le bain après sa sortie du fourneau, on retire de la surface un laitier poreux et blanc qui doit sa couleur à l'état de ténuité où se trouvent les matières. C'est, comme le premier, un silicate de chaux, de magnésie, de protoxyde de manganèse et de baryte qui ne contient que très-peu d'oxydule de fer et encore moins d'alumine. Il est sulfureux, et s'éloigne peu de la formule $B^3.S^4$; B représentant les bases à 1 atome d'oxygène, et S la silice. Cette composition est assez remarquable pour un laitier provenant de minerais spathiques, à cause de sa grande basicité. Elle se rapproche beaucoup de celle d'un laitier de Musen,

que l'on trouve dans la Voie sèche, page 280. Ce laitier provient, comme ceux du *Thuringerwald*, de minerais spathiques; il est aussi sulfureux, et il est assez remarquable qu'il soit un des plus basiques de tous ceux analysés, même page. Il contient aussi, comme les nôtres, beaucoup de protoxyde de manganèse. Je déduirai plus tard de ces faits des conséquences, lorsque j'examinerai comment des minerais pénétrés de sulfate de baryte, comme ceux du *Thuringerwald*, peuvent donner un fer de bonne qualité.

On peut estimer moyennement que l'on consomme de 1 à 1,15 de charbon en poids pour 1 de fonte obtenue, et que pour cette même quantité on a environ 1,50 de laitier.

Je n'ai pas la prétention d'exposer ici une théorie de la réduction des minerais de fer dans les blauofen. Les principes sur lesquels cette théorie doit être basée sont bien évidemment les mêmes que ceux que l'on a donnés pour les hauts-fourneaux, et je n'ai rien à ajouter à cet égard aux développements qui ont été publiés récemment dans les *Annales des mines*. 6° Théorie.

Je dirai seulement quelques mots qui se rapporteront à trois points principaux du traitement métallurgique : 1° but du grillage ; 2° nature de la fonte; 3° qualité de cette fonte.

Les minerais du Thuringerwald ne contiennent pas de pyrites, ce fait est complétement démontré par les analyses qui ont été faites et l'inspection même des minerais dans une foule de localités. Le grillage suivi d'une exposition à l'air n'a donc point ici pour but de chasser le soufre en le transformant en acide sulfurique. Son objet principal est de changer le protoxyde du fer spathique en But du grillage.

peroxyde, et voilà pourquoi on ne grille jamais le *brauneisenstein* (oxyde brun). Ce changement, d'une base très-forte en une autre qui possède des affinités beaucoup plus faibles, ne laisse pas que d'avoir de l'importance quand le minerai se trouve en présence du quartz dans les hauts-fourneaux. Il n'est pas douteux, en effet, que si ce changement n'était pas effectué il pourrait se scorifier beaucoup d'oxyde de fer avant la réduction, et qu'alors, quand bien même il resterait encore de la castine en présence du laitier, cette réduction deviendrait beaucoup plus difficile.

Le fait de la combinaison du quartz à une température qui n'a pas besoin d'être très-élevée avec le protoxyde de fer est assez prouvé du reste, par ce qui se passe dans le grillage, puisque nous trouvons de la silice gélatineuse dans le minerai qui y a été soumis. Le grillage chasse aussi l'eau et l'acide carbonique, et c'est encore là un résultat précieux pour le succès de l'opération dans de petits hauts-fourneaux, où l'introduction de ces deux éléments de refroidissement ne peut que gêner.

Nature de la fonte.

Les minerais du Thuringerwald sont éminemment manganésifères, et c'est à cette présence du manganèse qu'il faut attribuer ici la nature de la fonte que l'on obtient. D'un côté, en effet, en s'introduisant dans la scorie, il la rend très-fusible, et permet d'augmenter le nombre des charges par rapport au combustible, circonstance qui tend à diminuer la quantité de carbone introduite dans la fonte. D'un autre côté, il passe en partie dans la fonte, et il tend encore à la blanchir par sa grande affinité pour le carbone, affinité qui s'oppose à la séparation de cet élément à l'état de graphite.

Tous ces faits paraissaient peu difficiles à expliquer, mais lorsque je rapprochai la bonne qualité des fers et des aciers du *Thuringerwald* de la nature des minerais chargés de sulfate de baryte, il me semblait d'abord qu'il y avait là une contradiction manifeste. Toutefois, en y réfléchissant, je crois que je suis parvenu à me rendre compte de ce fait si singulier. On sait que les sulfates sont décomposés au contact du charbon par la chaleur. Le sulfate de baryte doit donc donner lieu à du sulfure de baryum dans le haut-fourneau; mais s'il y a en présence de la silice ou un silicate acide, une certaine partie du sulfate de baryte doit être décomposée en donnant lieu à du silicate de baryte et, par la réaction du charbon, à du soufre qui s'unit à la fonte. Il aurait donc été intéressant de soumettre celle-ci à l'analyse chimique; mais le temps ne m'a pas permis de le faire. Privé de cette lumière, j'ai été obligé de recourir à d'autres faits pour m'éclairer sur la nature de cette fonte, et je crois pouvoir affirmer qu'elle ne contient pas de soufre ou qu'elle n'en contient que très-peu. Le fait qui me conduit à cette conclusion est la qualité bien connue des fers et des aciers du Thuringerwald en général, et en particulier de ceux de Schmalkalden. Qualité de la fonte.

On ne fabrique pas avec des fontes sulfureuses du fer destiné à la fabrication de la tôle, du fil d'archal, des canons de fusil, etc. Encore bien moins une fonte sulfureuse peut-elle donner un bon acier, car on sait que l'on ne corrige guère dans les feux d'affineries les défauts de la fonte quand on cherche à produire de l'acier. Je crois donc pouvoir conclure de tous ces faits que s'il existe du soufre dans la fonte blanche du Thuringerwald, ce n'est

qu'en très-petite quantité, et qu'il n'y en a pas assez pour en faire ce qu'on appelle une fonte sulfureuse, quoique la nature de ces minerais soit éminemment propre à donner une pareille fonte. C'est au manganèse qui se trouve en si grande quantité dans ces minerais, et que l'on ajoute même quelquefois comme fondant, que je suis porté à attribuer la désulfuration; et il me semble qu'il joue ce rôle de deux manières différentes : d'une part, il rend la scorie très-fusible et permet à celle-ci de contenir moins de silice qu'elle n'en contient ordinairement dans les laitiers provenant de la fusion des fers spathiques. Il joue à cet égard le même rôle que la chaleur dans les hauts-fourneaux qui marchent au coke; de l'autre, il peut agir comme désulfurant (1), et l'on ne peut douter, d'après les affinités bien connues du manganèse pour le soufre et la quantité de ce métal qui entre dans le laitier, que cette action ne soit très-efficace. C'est donc au manganèse contenu dans les minerais du *Thuringerwald* qu'il faut attribuer la bonne qualité de ses fontes.

---

(1) Ce fait n'est nullement impossible; je rapporterai même une expérience de M. Credner qui tendrait à prouver qu'il en est ainsi. Cet ingénieur, qui a analysé le laitier et qui y a trouvé de la potasse, croyait d'abord que le soufre était uni au potassium; mais il a bientôt changé d'opinion, et il dit dans le journal de Léonhard, année 1837 : « Le soufre paraît être combiné dans le laitier au » manganèse; je n'ai pas réussi, en le faisant digérer avec » de l'eau, à en isoler du sulfure de potassium, tandis que » la couleur noire que prend le laitier réduit en poudre » quand on le traite par l'acide chlorhydrique, tendrait à » prouver que le soufre est uni au manganèse, comme » cela a lieu dans l'*Helvine.* »

Je donnerai d'abord, en mesures de Gotha, les résultats obtenus dans l'usine ducale de *Luisenthal* depuis 1831 jusqu'à 1838 inclusivement, en tout sept années, 1837 manquant. Pendant ce temps, le blauofen a été soufflé à l'air froid. On a produit 33,656 quintaux de fonte, ce qui donne, année moyenne, 4,808 quintaux. 7° Conditions économiques de la fabrication.

Le blauofen produit de 60 à 66 quintaux par jour; il a donc marché moyennement 2 mois $\frac{1}{2}$ par année. Il exige par minute 14 kil. d'air à une pression de 4 centimètres. On fond du minerai du *Stahlberg*, de *Camsdorf*, de l'oxyde rouge d'*Eisenberg*, de l'oxyde de manganèse, des scories d'affinage et de la chaux carbonatée qui entre dans le lit de fusion, ainsi que les scories d'affinage, pour 1 p. o/o seulement en poids. On a aussi mêlé quelquefois au lit de fusion de la vieille fonte, toujours en petite quantité. On obtient de 282^{liv},6 de lit de fusion, 100 liv. de fonte; celui-ci en contient donc 35 p. o/o.

Cette usine fond, comme on le voit, des minerais peu riches pour la contrée.

On a dépensé en bois pour le grillage du fer spathique correspondant à 100 liv. de fonte 1 sil. 10^{pf},4, ou o^{f},229.

Le tableau suivant, extrait des registres, et que je dois à la complaisance de M. *Credner*, ingénieur des mines à *Gotha*, donne le prix de revient de 1 quintal de fonte.

Frais spéciaux.

	th.	s.g.	pf.
Minerai (271 liv. 3) a coûté, y compris le grill.	1	8	3, 9
Fondant (braunstein, scories de f., kalkspalh) 11 liv. 30.	0	0	7
Charbon. {sapin. 13pi.c.,5 / hêtre. 4pi.c.,2} pesant ensemble 120 liv.	0	16	0
Main-d'œuvre, 4 ouvriers et 1 aide.	0	2	11, 9
	1	27	10, 8

Frais généraux.

	th.	s.g.	pf.
Intérêts des fonds engagés et du fonds de roulement, évalués approximativement à.	0	8	0
Frais d'entretien (*instandhaltung*).	0	2	9,2
Frais de direction (un directeur et son loyer).	0	2	11,5
Menues dépenses en gros (*insgemein*).	0	0	9,9
	0	14	6,6

Frais spéciaux.	1	27	10,8
Frais généraux.	0	14	6,6
	2	12	5,4

Soit par quintal de Saxe-Cobourg 9fr.,06, on aura pour 1 quintal métrique 19fr.,42; ce prix est assez élevé, mais d'autres usines se trouvent placées dans des conditions plus avantageuses. Les minerais qu'elles fondent sont plus riches, et elles ne consomment pas autant de charbon. On peut estimer moyennement cette quantité de 1 à 1,15 en poids pour 1 de fonte produite.

8° De l'emploi à l'air chaud. On ne saurait douter, d'après les résultats qui ont été obtenus à Luisenthal, que l'emploi de l'air chaud ne soit une amélioration bonne à introduire dans la conduite des blauofen (1). Il y a eu en effet,

(1) L'appareil à chauffer l'air est placé au-dessus du gueulard dans un espace muraillé avec des briques. L'air

par le fait même de cette introduction, une économie notable dans la consommation en charbon, et la nature de la fonte n'a pas été changée.

On a commencé à introduire l'air chaud à Luisenthal en 1839, et voici le résultat du roulement de cette année. On a obtenu 4.368 quintaux de Saxe-Cobourg de fonte avec 4.297 $\frac{1}{4}$ tonnes de minerai pesant 1.306.364 liv. et 2.300 liv. de vieille fonte.

On a consommé pour le grillage 473 stütze de charbon de sapin pesant 33,583 liv., et pour la fusion 4.880 stütze pesant 348.432 liv., charbon de sapin, et 1.554 stütze pesant 142.103, charbon de hêtre.

	th.	s.g.	pf.
On a payé pour le charbon.	3.561	6	7
— pour le minerai et la vieille fonte.	6.156	18	6
— pour le fondant.	105	22	1/4
— en main-d'œuvre.	549	15	1 1/4
— en frais de direction.	500	0	1 1/2
— frais d'entretien.	306	22	7 3/4
— menues dépenses.	151	23	7 1/2
Total.	11.332	12	7 1/4

Ce qui donne, pour le prix du *centner* ou du quintal de Saxe-Cobourg.

Frais spéciaux.

Minerai 288 liv. (grillage compris).	1	11	0
Fondant, 12 liv.	0	0	7
Charbon. { sapin. $12^{pi.c.}$,3 ; hêtre. $3^{pi.c.}$,9 } en poids 111 liv.	0	18	2,3
Main-d'œuvre, 5 ouvriers (*arbeits lohn*). . .	0	3	0,2
	2	2	9,5

est chauffé en partie par les flammes perdues, en partie par de la tourbe que l'on brûle dans un conduit qui entoure le tube descendant. Je n'ai pu connaître la température.

Frais généraux.

	th.	s.g.	pf.
Intérêts des fonds engagés et du fonds de roulement.	0	8	0
Frais d'entretien (*instandhaltung*)	0	1	8,2
Frais de direction (*besoldung*)	0	2	9
Menues dépenses	0	0	10
	0	13	3,2

Frais spéciaux	2	2	9,5
Frais généraux	0	13	3,2
	2	16	0,7

Soit pour un quintal de Saxe-Cobourg 9fr.,62. Le prix a été un peu augmenté, mais cela tient à ce que le minerai et le charbon surtout sont devenus plus chers, et on voit qu'en réalité on n'a consommé que 1,11 de charbon pour 1 de fonte, au lieu de 1,20, quoique la richesse du minerai ait diminué.

Comparaison, sous le rapport économique, des blauofen avec les hauts-fourneaux.

Cette consommation de 1,11 de charbon pour 1 de fonte lorsque le minerai ne contient que 34.6 p. o/o de fer est en réalité très-faible. Si j'ajoute que la scorie ne contient que 2 p. o/o d'oxyde de fer, et que par le travail de l'air chaud, ni la qualité, ni la nature de la fonte n'ont été changées, il devient alors évident que, sous le rapport économique, les *blauofen*, loin d'être des appareils désavantageux, doivent au contraire être recommandés pour la fusion des minerais spathiques et manganésifères faciles à fondre comme le sont ceux du Thuringerwald. Je ne connais pas pour des minerais fondus dans des hauts-fourneaux et d'une richesse de 34 p. o/o, de consommation en charbon moindre que celle que j'ai donnée plus haut. Cette économie de combustible produite par

les blauofen me paraît devoir être attribuée à ce que la quantité de chaleur qui se perd dans les hauts-fourneaux par l'ouverture de la poitrine est ici considérablement réduite. Il est vrai que les blauofen ont sur les hauts-fourneaux le désavantage de ne pouvoir marcher que pendant 8 à 10 semaines, mais cette circonstance est de peu d'importance dans le Thuringerwald, parce que ce temps est ordinairement celui du travail d'une année.

Scorie cristallisée.

Je terminerai cet article sur l'emploi de l'air chaud par quelques mots sur le laitier que l'on obtient aujourd'hui à l'usine de *Luisenthal*. On se rappelle comment on fait la coulée dans un blauofen ; quand le bain est rassemblé dans le moule, la fonte occupant la partie inférieure et le laitier la partie supérieure, on jette de l'eau dessus afin de faire tomber probablement les culots de fonte retenus dans le laitier, en agitant ainsi la matière en fusion. On retire alors du bain une scorie blanche et spongieuse qui a une composition identique avec celle qui reste sur la gueuse et qui se refroidit lentement avec elle. L'épaisseur de la partie restante est environ de $0^m,04$. La partie supérieure qui est refroidie brusquement présente l'aspect vitreux, elle est d'une couleur brun verdâtre et transparente dans les éclats mêmes. La partie inférieure, au contraire, qui est soumise à un refroidissement lent, est pierreuse, d'un vert clair et à cassure écailleuse. Entre ces deux parties se trouve une couche quelquefois assez épaisse qui, quand on la coupe transversalement, présente l'aspect d'un vrai porphyre. La pâte est formée d'une partie vitreuse identique avec la partie supérieure. Sur cette pâte on voit se détacher très-nettement des cristaux d'un vert poireau tout à

fait semblables pour la couleur et la cassure à la partie inférieure.

Quelquefois ces cristaux sont groupés par cinq autour d'un centre, et on observe en quelques endroits des taches rayonnées qui correspondent aux parties dans lesquelles la cristallisation ne s'est pas parfaitement développée. Quand il se forme des druses dans le laitier, on peut quelquefois y apercevoir des cristaux. Mais le fait le plus remarquable est que ces cristaux sont de deux espèces. Les échantillons que j'ai rapportés contiennent ces deux espèces ; l'une d'elles appartient au système prismatique carré, et l'autre au système prismatique rectangulaire. On peut très-bien apercevoir sur l'un des échantillons ces deux espèces de cristaux ; ceux qui appartiennent au prisme carré ne sont pas modifiés, les autres ont des pointements sur l'arête du prisme qui correspond à l'angle obtus.

C'est là certainement un fait bien remarquable, et la géologie peut en tirer un bon argument pour l'explication de la formation des roches granitiques et porphyriques par la voie ignée. Peut-être cette séparation a-t-elle été produite par le plus ou moins de fusibilité des silicates.

J'ai dû nécessairement tâcher de connaître la composition de ces silicates, et j'ai soumis plusieurs parties de la scorie à l'analyse. Mon travail terminé, j'ai trouvé dans le journal de Léonhard et Bronn, année 1837, un article de M. Credner, de Gotha, dans lequel il rapportait aussi plusieurs analyses de la même scorie, et j'ai eu le plaisir de voir que mes résultats coïncidaient avec les siens.

Je rapporterai d'abord les analyses et j'en tirerai ensuite des conclusions.

Voici d'abord plusieurs analyses de la partie vitreuse renfermant des cristaux.

	a.	*b.*	*c.*	*d.*
Silice.	39,02	36,63	38,54	36,50
Chaux.	25,285	25,92	29,93	25,98
Oxyde de manganèse. . .	28,970	19,05	11,20	19,10
Magnésie.	» »	4,71	9,17	4,78
Baryte.	» »	7,59	7,91	7,20
Oxyde de fer et alumine.	1,85	4,85	3,13	3,92
Potasse.	0,370	traces.	»	»
Soufre.	2,900	0,32	0,90	0,50
	98,395	99,07	100,78	97,98

a. Lampadius, journal d'Erdmann, 18ᵉ volume, 1ᵉʳ cahier, scorie brune vitreuse avec cristaux verts (la baryte et la magnésie n'ont pas été séparées);

b. M. Credner. Laitier ordinaire, brun vitreux rempli de cristaux.

c. M. Credner. Laitier brun vitreux avec cristaux verts. Ce laitier a été obtenu en mélangeant dans le lit de fusion un *brauneisenstein* enfermé dans de la dolomie, qui provenait d'Hirschberg, près de Schmalkalden.

d. J'ai fait l'analyse *d* sur un laitier vitreux mélangé de cristaux.

Pour arriver à connaître la composition véritable des cristaux, il fallait isoler les parties cristallisées. En rapprochant la partie pierreuse qui se trouve immédiatement au-dessus de la fonte, des cristaux cassés, appartenant au premier système, je trouvai une identité d'aspect extérieur très-frappante. Cependant je n'aurais pas osé conclure que la composition de cette partie était bien celle des cristaux prismatiques carrés, si, en rappro-

chant les résultats que j'avais trouvés de ceux donnés par M. Credner, je n'avais reconnu qu'il y avait concordance complète. Et comme cet ingénieur, qui avait à sa disposition une grande quantité de scories, a pris le soin d'isoler un à un les cristaux prismatiques carrés qui sont empâtés dans la partie vitreuse, j'en conclus que son analyse, ainsi que la mienne, représentent la composition de ce silicate.

Analyses de cristaux :

	a.	*b.*	*c.*
Silice.	42,520	37,22	38,30
Chaux.	22,542	27,07	27,33
Oxydule de manganèse. . . .	26,826	20,51	20,13
Magnésie.	»	2,84	2,80
Baryte.	»	8,26	7,66
Alumine et oxyde de fer. . .	1,432	3,74	3,00
Potasse.	0,381	traces	»
Soufre.	5,000	0,33	0,40
	98,701	99,97	99,82

a. Lampadius. Je n'attacherai aucune importance à cette analyse, parce que la moitié des éléments n'y est pas dosée.

b et *c* sont les analyses de M. Credner et la mienne ; elles concordent parfaitement. Il n'y a qu'une trace d'alumine ; ainsi on peut admettre 3 p. o/o d'oxydule de fer. Quant au soufre, il est en trop petite quantité pour constituer un élément essentiel.

Si on prend les quantités d'oxygène qui correspondent à la silice et aux bases, on trouve :

		o.	
Silice.	37,22	19,3359	4
Chaux.	27,07	7,6034	3
Magnésie.	20,51	4,6001	
Baryte.	8,26	0,8632	
Oxyde de fer. . .	3,00	0,6830	

Ce rapport de 4 à 3 est presque exact. Il n'y a dans la nature aucun minéral qui présente cette composition ; je crois donc qu'il faut en faire une espèce nouvelle, représentée par la formule (Ca, Mn, Bar, Fe). ^{3}. S^4.

Ce minéral cristallise en prisme droit à base carrée : il est couleur vert-poireau, non transparent ; il a un éclat légèrement gros, sa pesanteur spécifique est de 3,11 à 3,17, d'après M. Credner. J'ai trouvé, pour cette même pesanteur, 3,14. La dureté est égale à 5.

Quant à celui qui cristallise en prisme rhomboïdal, M. Credner a aussi reconnu que c'était un silicate de chaux de magnésie, d'oxydule de manganèse, d'oxydule de fer et de baryte, contenant un peu d'alumine et de soufre ; mais comme il ne se produit jamais en grande quantité, il n'a pas pu doser les éléments. Il ressemble beaucoup au péridot, et je crois qu'il faut le rapporter à cette espèce.

9° Changements à apporter pour la fabrication de la fonte aciéreuse. *Rohsthal.*

La fabrication de la fonte destinée à l'affinage de l'acier, constitue dans le Thuringerwald une industrie à part. Les compagnies ou les particuliers qui fabriquent l'acier dans un ou plusieurs foyers d'affinerie ont chacun leur fourneau de fusion. On choisit ordinairement pour cette fabrication les fers spathiques les plus purs, c'est-à-dire les moins mélangés de gangues, et ceux qui contiennent le plus de manganèse. On s'attache moins aussi, lorsque l'on fond les minerais, à maintenir une allure froide, et la fonte qu'on obtient se rapproche plus de celle produit par une allure intermédiaire.

DEUXIÈME PARTIE.

DE LA FABRICATION DU FER.

On emploie dans le Thuringerwald deux méthodes d'affinage, une modification particulière de la méthode allemande et la méthode des *Læschfeuer* (*Læschfeuersarbeit*). Je décrirai successivement chacune de ces méthodes.

De l'affinage par la méthode allemande. (*Kaltfrischfeuersarbeit* et *Warmfrischfeuersarbeit*.)

Généralités.

L'essentiel de la méthode allemande est, comme on le sait, de produire le mazéage et l'affinage de la fonte dans le même foyer. Mais cette méthode renferme plusieurs nuances, dont deux sont surtout en usage dans le Thuringerwald. La première, qui est connue sous le nom de *Kaltfrischfeuersarbeit*, est de beaucoup la plus répandue, c'est la méthode allemande proprement dite, dans laquelle on ne soulève qu'une fois la loupe. La seconde, celle désignée par le mot allemand *Warmfrischfeuersarbeit*, est pratiquée dans quelques usines du Thuringerwald. Elle ne se distingue de la première que parce qu'on soulève plusieurs fois la loupe avant de la forger. Cette différence est certainement très-peu de chose, et il me suffit de l'avoir indiquée. Je décrirai la méthode allemande proprement dite *kaltfrischen*, telle qu'elle est pratiquée dans le Thuringerwald.

…riel em… …s la fa…

Une forge contient ordinairement un feu d'affinerie avec la machine soufflante et un marteau.

Le feu d'affinerie est une cavité prismatique formée par cinq plaques de fonte. Elles sont disposées dans les foyers d'affinerie du Thuringerwald de la manière suivante :

Warme et contrevent, 0m,70 de longueur, 0m,30 de hauteur.

Rustine et laiterol, 0m,65 ; hauteur, 0m,30.

Épaisseur des plaques latérales en fonte, 0m,062.

Épaisseur de la plaque de fond, 0m,075.

La warme est déversée sur le fond, et s'avance de telle façon que la projection soit égale à 0m,06 ou 0m,075 au plus. Le contrevent est incliné parallèlement à la warme.

Le laiterol est formé d'une maçonnerie recouverte d'une plaque de fonte dans laquelle se trouve ménagé un trou pour l'écoulement des scories. Il y a aussi quelquefois au-dessous de la plaque de fond un tuyau dans lequel on fait couler de l'eau froide quand cette plaque s'échauffe trop. La tuyère est en cuivre, elle a à son ouverture 0m,037 de longueur et 0m,025 de hauteur : elle s'avance de 0m,05 dans le creuset, et elle est éloignée de 0m,175 à 0m,225 de la rustine. La hauteur au-dessus du fond ainsi que l'inclinaison varient un peu avec la nature de la fonte que l'on traite. Quand la fonte est facile à décarburer, on ne donne que 0m,25 de profondeur au creuset, dans le cas contraire, 0m,30. Dans ce second cas, l'inclinaison est ordinairement de 5° à 6° ; dans l'autre elle est plus considérable.

La machine soufflante se compose toujours de deux soufflets en bois, mis en mouvement par une roue hydraulique à augets, d'après le mode que nous avons indiqué pour les blauofen. Les

buses des soufflets sont disposées de telle sorte que le vent soit croisant.

Le marteau est disposé comme tous les marteaux pris de côté. Il est aussi mis en mouvement au moyen d'une roue hydraulique à augets. Il pèse ordinairement de 200 à 250 kilogrammes.

2° Personnel. Le personnel d'une forge se compose ordinairement de 4 ouvriers, 2 maîtres affineurs et 2 forgerons; quelquefois il y a aussi, mais seulement dans les usines bien montées, 2 aides, en tout 6 ouvriers. Ils sont toujours associés, on leur délivre tant de quintaux de fonte et tant de stütze de charbon, et ils doivent rendre tant de quintaux de fer. S'ils travaillent de telle sorte que le déchet soit moindre que celui qu'on leur passe ou s'ils économisent du charbon, on leur en paye la valeur. Ils reçoivent, à Luisenthal et à Georgenthal, deux usines qui appartiennent au prince de Saxe Cobourg, 10$^{s.g.}$ 8^{pf},1 pour 1 centner de fer produit, ou pour 46^{k},63 1$^{f.}$,343, ou 2$^{f.}$,85 pour un quintal métrique.

3° Matières premières. La fonte que l'on emploie pour l'affinage est ordinairement celle que produisent les blauofen..

Le combustible est toujours du charbon de pin ou de sapin, parce que celui de hêtre est réservé, comme nous l'avons dit, pour la fusion des minerais. Quant à la quantité d'air lancée dans le fourneau, elle ne peut guère s'estimer, j'en ai dit les raisosn. Les machines soufflantes sont ordinairement très-mal montées, et on ne peut connaître la quantité d'eau qui tombe sur les roues.

4° Description de l'opération. L'opération peut être divisée en deux périodes distinctes :

1° Mazéage et réchauffage des lopins;

2° Affinage proprement dit.

Elle dure de 3 heures 1/2 à 4 heures, et on opère sur 75 à 90 kilogrammes de fonte.

Je décrirai les opérations qui se font dans la première période sans m'occuper de la partie mécanique ou du forgeage des lopins.

Première période. — La loupe étant enlevée et le creuset nettoyé, l'ouvrier charge, mais seulement quand la fonte est difficile à affiner, 6 à 10 kilogrammes de fonte avec des scories riches de l'opération précédente. L'addition de ces scories a lieu dans tous les cas; elle a pour but de former un bain dans lequel la fonte tombant goutte à goutte se décarbure en partie par l'action de l'oxydule qu'elles contiennent sur le carbone. Quant à la fonte que l'on ajoute dans les affinages difficiles, on ne saurait expliquer son action. Il paraît que, se trouvant là en petite quantité au milieu du bain des scories, elle se convertit rapidement en fer ou en quelque chose d'analogue au fer, et qu'elle favorise ensuite l'affinage comme les barres que l'on plonge dans la loupe, dans la méthode par attachement. Ce qu'il y a de bien certain, c'est qu'il est reconnu par tous les métallurgistes de la principauté de Schmalkalden, que lorsqu'on ne prend pas cette précaution dans le cas d'une fonte difficile à affiner, on perd du temps et du charbon. La masse de fonte que l'on ajoute dans le fond du creuset au commencement de l'opération, s'appelle *frischvogel*. Dans tous les cas on place la gueuse à 0m,10 ou 0m,08 de la bouche de la tuyère, et on la laisse fondre tranquillement, on s'occupe de forger les lopins. Au bout d'une demi-heure, on laisse les scories s'écouler en partie, et on répète cette opération trois ou quatre fois dans l'espace qui sépare la première percée de

la fin de la période. L'ouvrier doit avoir soin que la fonte soit toujours suffisamment recouverte par le bain et que les lopins que l'on forge puissent y être trempés, autrement le déchet serait plus considérable. On reconnaît qu'il n'y a plus assez de scories quand le feu donne des étincelles claires. Quand on a terminé le travail des lopins, ce qui a lieu au bout de deux heures environ, on arrête les soufflets, on enlève le charbon et on laisse la fonte demi-affinée une demi-heure dans le foyer afin qu'elle se refroidisse, et que la fonte qu'on va lui faire subir de nouveau aille plus lentement. La fonte demi-affinée prend le nom de *frischklumpen*. Si le refroidissement ne se fait pas assez vite l'ouvrier jette un peu d'eau sur la fonte.

Deuxième période. — Cette période dure de une heure et demie à une heure. Quand le *frischklumpen* est assez refroidi, on le soulève et on le place au-dessus de la tuyère, de telle façon que la partie d'abord la plus rapprochée de la tuyère soit la plus élevée; on donne le vent et on charge du charbon. La fonte demi-affinée tombe goutte à goutte dans le creuset en passant devant le vent de la tuyère : elle perd l'excès de carbone qu'elle retient encore. Le fondeur reconnaît à la couleur de la portion fondue si le travail va trop vite, ou au contraire s'il va trop lentement. Dans le premier cas, il ajoute des scories pauvres qui coulent dans la première partie de l'opération, et dans le second, ce qu'on appelle *stockleich*. Le stockleich est une scorie riche que l'on obtient dans le travail de la loupe. Quand le fer se trouve dans le creuset, l'ouvrier enfonce de temps en temps son ringard, et il juge par l'adhérence plus ou moins grande du dé de l'état de

l'opération. Quand il pense qu'elle est terminée, il réunit à la loupe les petits morceaux détachés, il arrête le vent, saisit la loupe avec une pince et l'enlève : c'est alors que commence le travail mécanique avec la première période de l'opération suivante.

La partie mécanique de l'opération est très-simple. L'ouvrier qui a préparé le fer porte la loupe sous le marteau avec une pince, et en la forgeant il a soin qu'elle prenne une forme prismatique. Il la coupe ensuite en quatre lopins, dont l'un est forgé presque immédiatement, deux autres portés dans le feu, et le quatrième mis de côté pour être réchauffé plus tard. On fait quatre barres, dont les deux bouts sont étirés successivement. On fait aussi quelquefois jusqu'à cinq, six et même jusqu'à 7 barres. Lorsque le fer est destiné à la fabrication de la vergecrénelée, les barres sont carrées; s'il est destiné à la fabrication de la tôle, les barres sont plates.

Tel est le procédé généralement suivi dans le Thuringerwald, procédé qui est connu sous le nom de *kaltfrischfeuersarbeit*. Quelquefois, mais seulement dans les contrées où le charbon est assez abondant, on soulève plusieure fois la loupe. Le procédé dans lequel on opère ainsi s'appelle *warmfrischfeuersarbeit*, il ne diffère du précédent que par cette circonstance. Enfin dans quelques usines on a supprimé le refroidissement que l'on fait subir à la masse demi-affinée à la fin de la première période. Je n'ai vu ce procédé en usage que dans deux usines, à Luisenthal et à Georgenthal; on y travaille à l'air chaud.

5° Nature des produits obtenus et consommations.

Les produits que l'on obtient de l'affinage sont : le fer, les scories pauvres et les scories riches. Nous n'avons rien à dire du fer, il est en général

de bonne qualité. Les scories pauvres sont passées en partie comme nous l'avons vu dans les *blauofen*. Quânt aux scories riches, aux battitures, elles servent dans la forge même pour les opérations suivantes.

On obtient de 100 de fonte, de 71 à 75 de fer, avec une consommation de 2,50 à 3, en poids, pour 1 de fer fabriqué. Dans les usines bien conduites, elle peut descendre à 2,30.

6° Conditions économiques de la fabrication.

Les forges du Thuringerwald sont en général de très-petites usines qui ne travaillent que la moitié de l'année, et produisent 500 quintaux métriques de fer. Le travail est réglé ainsi : on quitte ordinairement le samedi à midi, ou deux ou trois heures plus tard, et on ne reprend que le lundi matin à quatre heures, en sorte qu'il y a environ trente-six heures de chômage par semaine.

Je calculerai le prix de revient de 1 quintal de fer, dans les deux forges de Georgenthal et de Luisenthal, qui appartiennent au duc de Saxe-Cobourg. Les prix sont calculés d'après une moyenne de six années, de 1831 à 1836.

Les deux feux d'affinerie de Luisenthal ont produit, année moyenne, 2409 quintaux, 64$^{liv.}$,4 de fer forgé en barres.

Le feu d'affinerie de Georgenthal a produit 1000 quintaux 83$^{liv.}$,9 de même fer aussi en barres.

Frais spéciaux.

A Luisenthal.	th.	s.g.	B Georgenthal.	th.	s.g.
Fonte 1 quint. 25 liv.	3	1	Fonte 1 quint. 27 liv.	3	3
Ch. 4$^{st.}$,24, pes. 280 l.	1	16	Ch. 4$^{st.}$,08, pes. 270 l.	1	15
Main-d'œuvre, 6 ouvr.	0	13	Main-d'œuvre, 6 ouvr.	0	14
	5	00		4	29

Frais généraux.

Int. du capital et du fonds de roulement (approché).	4 s.g.	4 s.g.
Frais d'entretien.	7	7
Frais de direction (1). . . .	5	1
Menues dépenses.	1	1
	17	13
Frais spéciaux.	5 0	4 29
Frais généraux.	0 17	0 13
	5 17	5 12

Le quintal de fer revient donc moyennement à 5 th. 15 s. g.; il est vendu 6 th. à l'usine de Luisenthal. Au prix de 5 th. 15 s. g. le quintal de Saxe-Cobourg, 1 quintal métrique revient à 44 fr. 22 c., et à celui de 6 th. le quintal de Saxe, 48 fr. 4 c. le quintal métrique.

Toutes ces données se rapportent au fer forgé en barres *stabeisen*, propre à la fabrication du *zaineisen*, c'est-à-dire ayant environ 1 pouce 1/2 de côté.

On a substitué, en 1839, l'air chaud à l'air froid, dans les forges de Luisenthal et de Georgenthal. L'air est lancé par les buses des soufflets dans un tuyau qui fait plusieurs circuits au-dessus du foyer, et qui est chauffé par les flammes perdues. La tuyère est en cuivre, elle est traversée par un courant d'eau. Le résultat principal que l'on a obtenu est une économie très-notable sur le combustible brûlé : d'un autre côté, le déchet sur la fonte a été un peu augmenté, mais le prix du

7° Emploi de l'air chaud.

(1) L'usine de Luisenthal a un directeur, et celle de Georgenthal seulement un surveillant.

quintal de fer a été considérablement diminué, comme on en jugera par les tableaux suivants. Je ne puis attribuer cette augmentation de déchet sur la fonte qu'à l'inexpérience des ouvriers qui, travaillant avec une nouvelle méthode qui ne leur était pas bien connue, ont dû nécessairement, en recherchant le meilleur procédé de travail, faire quelques expériences. Quant à la quantité de fer produite dans l'unité de temps, il paraîtrait qu'elle a augmenté, puisque le salaire des ouvriers qui se rapporte à 1 quintal de fer fabriqué a diminué.

L'usine de Luisenthal a produit, en 1839, 2194 quintaux, 50 livres de fer forgé en barres.

Celle de Georgenthal, 1026 quintaux de fer en barres.

Le tableau suivant représente les éléments du prix de revient de 1 quintal du pays de *fer forgé en barres*, de 1 pouce 1/2 de côté.

Frais spéciaux.

A Luisenthal.	th.	s.g.	pf.	B Georgenthal.	th.	s.g.	pf.
Fonte 129 liv.,2. . .	3	0	7,3	132 liv.,6. . . .	3	5	1,3
Ch. 27 p.c.,3 (166 l.).	1	0	8,3	25 p.c.,9 (158 l.).	1	0	3,7
Main-d'œuvre. . .	0	10	8,1	Main-d'œuvre.	0	12	4,7
	4	11	11,7		4	17	9,7

Frais généraux.

	th.	s.g.	pf.	th.	s.g.	pf.
Intérêt du capital engagé et du fonds de roulement. .	0	4	0	0	4	0,0
Frais d'entretien.	0	7	0	0	7	5,9
Frais de direction.	0	4	7,8	»	»	»
Menues dépenses.	0	0	5,1	0	0	10,8
	0	16	0,9	0	12	4,7
Frais spéciaux.	4	11	11,7	4	17	9,7
Frais généraux.	0	16	0,9	0	12	4,7
	4	28	0,6	5	0	2,4

Le quintal de Saxe revenant à 5 th. environ, ou à 18 fr. 75 c., le quintal métrique vaut 40 fr. 21 c.; or, le même quintal étant vendu 48,04, et les trois forges de Luisenthal et de Georgenthal produisant environ 2000 quintaux métriques par année, elles rapportent un bénéfice net de 16,000 fr.

De la fabrication du fer dans les creusets de brasques.

Généralités.

La fabrication du fer par la méthode désignée en allemand sous le nom de *læschfeuersarbeit*, était autrefois répandue dans tout le Thuringerwald et beaucoup d'autres contrées de l'Allemagne. Les sept usines qui l'emploient encore aujourd'hui sont concentrées autour de la petite ville de Suhl. Tout en produisant un fer d'excellente qualité, cette méthode exige une grande consommation de combustible et donne un grand déchet sur la fonte soumise à l'affinage. Aussi les ingénieurs prussiens ont-ils depuis longtemps déjà engagé les propriétaires de ces usines à transformer les lœschfeuer en foyers d'affinerie, comme on l'a fait dans les autres parties du Thuringerwald. Jusqu'ici leurs efforts ont été vains, ce que l'on doit principalement attribuer à l'isolement où se trouvait autrefois la ville de Suhl, bâtie au pied des montagnes, sans communication directe un peu importante avec les villes voisines. Cette cause n'existe plus aujourd'hui, puisqu'elle est traversée par la nouvelle chaussée de Schleusingen à Gotha. Ce passage important, ouvert depuis quelques années seulement à la circulation, a déjà donné à Suhl une vie nouvelle. Il est bien probable que les industriels, éclairés désormais sur leurs véritables

intérêts, ne tarderont pas à abandonner une méthode barbare, lorsqu'ils iront voir ce qui se fait de l'autre côté des montagnes, à Luisenthal et à Georgenthal. La suppression des lœschfeuer ne sera pas le résultat le moins précieux de l'établissement d'une nouvelle voie de communication.

Le procédé de la fabrication de la fonte dans les lœschfeuer, a quelque chose de tout particulier. Il consiste à préparer dans les stückofen une masse demi-affinée que l'on coupe en morceaux de 15 à 20 kilogrammes, et à affiner la fonte conjointement avec un de ces morceaux dans un creuset brasqué. Tel est en gros le procédé ; il se compose de deux parties distinctes : la préparation de la masse demi-affinée, et l'affinage proprement dit ; je décrirai chacune d'elles successivement : mais avant de commencer cette description, je dois encore dire un mot de la manière dont travaillent les lœschfeuer. Le fer qu'ils produisent est ordinairement employé pour la fabrication de la tôle par une méthode ancienne qui consiste à l'étendre sous le marteau. Un jour le creuset de brasque sert du lœschfeuer et on affine de la fonte, le lendemain on fait au contraire de la tôle, et on alterne ainsi la fabrication.

Des stückofen. Toutes les usines qui ont un *læschfeuer* n'ont pas un *stückofen*, et il n'en existe plus qu'un dans la ville de *Suhl*. Ces usines préparent leur fonte demi-affinée dans le *blauofen*, en changeant seulement les charges et en travaillant différemment. Quant au *stückofen* (V. *fig.* 9, *Pl. VI*), il est absolument disposé comme les *flussofen* ; seulement ses dimensions sont plus petites. Il a 13 pieds de Prusse en hauteur, 1 pied 2 pouces au gueulard, 3 pieds au ventre, 1 pied 4 pouces

au fond, le ventre est distant du fond de 4 pieds. Il y a deux embrasures, dont une latérale pour la tuyère. La poitrine est percée d'un trou rectangulaire maintenu par un cadre en fer. Pendant l'opération, on bouche ce trou avec un petit mur en brique, que l'on démolit quand on veut faire sortir la loupe. La tuyère est horizontale, en cuivre, elle n'avance que très-peu dans le fourneau.

Je ne dirai que quelques mots sur l'opération même, parce que lors de mon passage à Suhl, je n'ai trouvé aucun des flussofen travaillant pour produire une fonte demi-affinée. Le stuckofen n'était pas en feu.

Le lit de fusion se compose de scories riches, provenant du travail des lœschfeuer, de battitures produites par l'oxydation de la tôle, et quelquefois d'un peu de minerai rouge. On donne très-peu de vent, et les charges descendent lentement. Le laitier s'écoule sans interruption par un trou que l'on élève à mesure qu'il est bouché par la fonte. On travaille à tuyère obscure et l'on est souvent obligé de briser les scories qui s'amassent en trop grande quantité dans le voisinage de la tuyère. Le laitier qui s'écoule a été analysé par M. *Karsten*; il est composé de

Silice.	29,1
Alumine.	4,3
Chaux.	2,6
Magnésie.	9,2
Oxyde de fer.	51,7
— de manganèse.	2,9
Potasse.	traces
	99,8

Ces nombres prouvent que le laitier est un sili-

cate simple qui ressemble aux scories pauvres que l'on obtient par l'affinage de la fonte. C'est à la grande quantité d'oxydule que contient le bain dans lequel tombe la fonte que l'on doit attribuer la décarburation partielle. Il se produit là une espèce de mazéage. Quand le creuset est rempli, on démolit le mur, on enlève la loupe et on la coupe sous le marteau, en morceaux de 15 à 20 kil., qui prennent le nom de *güssstück*. Le travail n'est pas du tout interrompu. On passe ordinairement deux charges de charbon quand on s'aperçoit que le creuset va être rempli, et on arrête l'opération quand ces charges sont à la hauteur de la tuyère. La loupe une fois enlevée, on se hâte de reconstruire le mur, on donne de nouveau le vent, et on recommence ainsi, avec les charges qui sont déjà dans le fourneau, une nouvelle opération.

Le produit obtenu dans les stückofen se rapproche plus du fer que de la fonte par son aspect extérieur. Il est extrêmement dur, il raye les limes d'acier et on ne peut le couper avec un ciseau.

Des lœschfeuer. 1° Matériel employé.

La construction d'un lœschfeuer est des plus simples, on en voit une projection horizontale, *fig.* 10, *Pl. VI*. La partie bâtie en maçonnerie ne diffère pas sensiblement de celle des forges ordinaires.

L'espace compris entre le mur de l'usine et celui de la tuyère est rempli de brasque sur une hauteur de 0m,40. La brasque est maintenue par une poutre fixée aux murs, par des crampons en fer. Du côté opposé à la tuyère est une cuve en bois remplie d'eau qui maintient la brasque de ce côté, et qui sert aux ouvriers pour refroidir leurs outils.

Le creuset a une forme grossièrement elliptique; sa longueur, au commencement de l'opéra-

tion, est de $0^m,95$, sa largeur de $0^m,80$. Ces dimensions doivent varier, parceque, dans les usines qui travaillent d'une manière continue, on ne reconstruit le creuset qu'une fois par semaine, le lundi matin avant de commencer la première opération, et qu'il se dégrade nécessairement beaucoup. Deux barres de fer fixées à la maçonnerie et reliées par leurs extrémités s'opposent un peu à cette dégradation. Elle servent aussi à l'ouvrier de points d'appui pour travailler dans le creuset et enlever la loupe. Elles sont plates, la plus grande largeur étant égale à celle de la main et placée verticalement. La tuyère est horizontale, elle avance de 15 centimètres dans le foyer, et elle est placée suivant le petit axe de l'ellipse.

Le vent est fourni par deux soufflets en bois, comme dans les blauofen et les autres forges; le marteau est pris de côté, il pèse de 250 kil. à 300 kilogrammes.

Le personnel attaché à un lœschfeuer se compose de 5 ouvriers, 1 maître fondeur et 4 forgerons. C'est le maître fondeur qui fabrique tout le fer produit, mais il ne travaille pas continuellement; parce qu'on forge les lopins à part. Il est aidé par deux forgerons qui restent seuls pour le travail des lopins. Ces ouvriers sont associés et ils reçoivent à peu près par quintal de fer fabriqué le même prix que les ouvriers employés dans les autres forges. 2° Personnel.

Les matières premières de la fabrication sont : 1° la fonte; 2° le *güssstück* ou à son défaut des rognures de tôle, du vieux fer, les dés de l'opération précédente; 3° des battitures, des morceaux de métal ou des scories riches qui se détachent quand on forge la loupe; 4° enfin le charbon. 3° Matières premières de la fabrication.

La fonte est blanche, sous forme de plaques minces et rondes. Nous avons dit ce que c'était que le güssstück en parlant des stückofen, et les autres produits sont bien connus. On emploie ordinairement, mais à défaut d'autre, du charbon de pin.

4° Description de l'opération. L'opération se partage en deux parties qui se font successivement, l'affinage de la fonte et le travail des lopins.

1° Affinage de la fonte.

Je décrirai une opération dans laquelle on s'est servi à la fois de güssstück et de rognures de tôle. Ce cas se présente assez souvent, parce que, comme je l'ai déjà dit, les lœschfeuer fabriquent aussi de la tôle, et qu'on repasse toutes les rognures dans le foyer d'affinerie.

L'affinage dure deux heures.

On commence l'opération : le creuset est rempli d'une scorie riche en oxydule de fer, parce que, pendant le travail des lopins, on charge à plusieurs reprises les *scories pâteuses*, qui se détachent en gros morceaux pendant que l'on forge la loupe. On répare le pourtour du creuset et on charge du charbon ; on donne le vent ; on prend avec une pince une trousse de plaques et on la fait fondre lentement en la maintenant à une certaine distance de la tuyère. Le *güssstück*, qui pèse environ 18 kilogrammes, est placé à côté, mais encore plus loin de la tuyère ; il est aussi maintenu avec une pince. La fusion de ces deux matières premières de la fabrication se fait donc en même temps. Pendant cette première partie de l'opération, l'ouvrier a très-peu de chose à faire : quand une trousse est fondue, il la remplace par une autre. De temps en temps il plonge son ringard dans le bain, et il juge d'après l'aspect des

matières qu'il en retire, et aussi d'après l'aspect de la flamme qui pendant tout le temps de l'opération s'élève au-dessus du foyer de la marche de l'opération. Quand le dé est rouge et qu'il adhère peu aux outils, l'affinage marche lentement, il ajoute des scories riches; quand au contraire le dé est blanc, qu'il s'attache fortement au ringard, c'est que l'affinage est avancé.

Une heure 1/4 après le commencement de l'opération, la fonte et le *güssstück* sont fondus. On aperçoit, quand on retire la pince qui soutenait ce dernier, qu'il en reste un peu après l'outil et qu'il n'a éprouvé qu'une fusion pâteuse.

A 1 heure 1/2 on charge 15 kilogrammes de rognures de tôle, et on ajoute du charbon.

Pendant la dernière partie de l'opération, l'ouvrier travaille fréquemment dans la loupe, il y enfonce son ringard, en retire des dés et quelquefois lui fait décrire un quart de révolution pour fendre la loupe et multiplier les points de contact avec la scorie. Ce travail devient surtout très-actif pendant les trois derniers quarts d'heure.

A 1 heure 3/4 le maître fondeur découvre en partie le feu, le vent frappant alors sur la scorie, la fait bouillonner, et il s'élève une grande quantité d'étincelles brillantes qui remplissent toute l'usine. Pendant ce temps, l'ouvrier, appuyant son ringard sur la barre de fer qui entoure le creuset, et le tenant peu incliné, l'enfonce dans la loupe et le retire à différentes reprises.

A 2 heures l'opération est terminée. Les deux forgerons s'unissent au maître fondeur pour enlever la loupe : c'est une opération assez difficile, parce que celle-ci est assez pesante. L'un des ouvriers est armé d'une grosse pince; le second d'un

ringard droit et le troisième d'un ringard recourbé : on la jette sur le sol de l'usine, puis on la porte sous le marteau en la maintenant par un levier porté par deux hommes, et une pince que tient un troisième.

On attend que les scories soient un peu figées et on les enlève du feu ; on traite les morceaux les plus gros dans les *stückofen*, les autres dans les *flussofen*.

Elles sont riches en oxydule de fer ; M. Karsten donne l'analyse de l'une d'elles.

Silice.	7,218
Oxyde de fer.	75,930
Alumine.	1,741
Oxyde de manganèse.	11,343
Magnésie.	1,243
Chaux.	0,280
Potasse.	0,786
	98,536

On voit que ce qui caractérise principalement ce procédé est *qu'on ne soulève pas la loupe et qu'on ne fait pas écouler les scories*. La loupe porte le nom de *dühl*.

Elle pèse ordinairement 100 kilogrammes.

2° Travail des lopins.

Le travail des lopins dure trois heures.

Lorsque la loupe est enlevée du foyer, on la forge et on la coupe en deux morceaux ; ce travail dure 40'. Pendant ce travail, deux espèces de produits se détachent de la loupe, des scories très-liquides qui sont de même nature que celles qui restent dans le foyer, on les traite dans les stückofen pour former le güssstück, et des morceaux pâteux qui sont des mélanges de scories avec de petits morceaux de fer qui ne sont pas bien soudés. Ces

scories sont employées pour former la sorne de l'opération suivante, et ce sont elles que l'on charge pendant le travail des lopins.

On coupe l'une des moitiés de la loupe en trois morceaux, deux moyens et un gros. Cette opération dure 20'. Pendant ce temps, on a porté l'autre moitié à réchauffer et on a donné un peu de vent.

A 3 heures on coupe le second morceau de la même manière que le premier; 3 heures 20'.

En même temps on reporte dans le foyer les trois morceaux de la première moitié, et on donne le vent; on charge aussi des scories du côté opposé à la tuyère.

Dans le temps qui reste encore, c'est-à-dire en 1 heure 40', on a complétement forgé le fer. On a fait deux grosses barres et quatre petites barres plates pour la fabrication de la tôle. On a chargé des scories à plusieurs reprises.

On obtient, des lœschfeuer, diverses espèces de produits : 5° Nature des produits obtenus et consommations.

1° Du fer, ordinairement en barres plates pour la fabrication de la tôle;

2° Des scories riches qui tombent en gros morceaux quand on forge la loupe et qui sont employées dans l'opération suivante;

3° Des scories liquides qui s'écoulent quand on forge la loupe et que l'on traite dans les *stückofen* pour former le *güssstück*;

4° Des scories qui restent dans le creuset brasqué à la fin de l'opération, et que l'on traite en partie dans les *stückofen* et en partie dans les *flüssofen*.

La consommation en combustible et le déchet sur la fonte sont bien difficiles à déterminer, et j'avoue qu'on m'a donné des renseignements

complétement faux à ce sujet. Si j'en croyais un des industriels de Suhl, la quantité de charbon brûlé et le déchet seraient moindres que dans le procédé d'affinage ordinaire. Mais je ne puis pas me ranger à cet avis, parce que pendant tout le temps de l'opération il s'élève du foyer une flamme très-considérable, et que l'on ne peut compter comme de la fonte, ni le güssstück, ni les rognures de tôle, quand on fait le calcul du déchet. On conçoit, d'après la variété des produits que l'on traite, produits qui n'ont pas là de valeur bien déterminée, et aussi d'après la variété des produits que l'on obtient, combien les conditions économiques d'une pareille fabrication sont difficiles à établir. Il est évident qu'il faut faire entrer dans les consommations le charbon brûlé dans les stückofen pour la fabrication du *güssstück*; mais on ne sait pas à quel prix il faut estimer les rognures de tôle; les scories produits de l'opération qui sont repassés dans les *flussofen;* enfin, par la mauvaise volonté des propriétaires, ni la consommation en combustible, ni le déchet, ne sont bien connus. On manque donc des éléments principaux sur lesquels on puisse établir quelque chose de certain.

6° Théorie. Dans un lœschfeuer le soulèvement de la loupe n'a pas lieu; il me semble donc impossible que l'air lancé par la tuyère ne joue pas un rôle chimique dans la première partie de l'opération. Je crois que l'on doit attribuer la décarburation partielle de la fonte à deux causes principales : 1° à l'action des scories riches en oxydule; 2° à la cause inconnue qui porte la fonte à se décarburer en présence d'une certaine quantité de fer déjà formée. Il est facile de voir que si ces deux causes agissaient seules, le poids de la fonte qui se con-

vertit en fer, au lieu de diminuer, augmenterait. Il faut donc que, pendant la première partie de l'opération, l'air oxyde en même temps que le carbone une certaine quantité de fer.

TROISIÈME PARTIE.

DE LA FABRICATION DE L'ACIER.

L'acier que produit le Thuringerwald est fabriqué dans de petits foyers par une méthode d'affinage qui n'est qu'une variété de celle par laquelle on obtient le fer. La fabrication de l'acier est surtout très-active dans l'ouest du Thuringerwald, et en particulier dans la principauté de Schmalkalden, où il n'y a pas moins de neuf foyers d'affinerie. Je décrirai le procédé tel qu'on le pratique dans cette principauté. Généralités.

Le foyer est complétement construit en pierres réfractaires (grès bigarré, grès ou conglomérat du *todtliegende*) ou bien en briques. (V. *fig.* 12 et 13, *Pl. VI.*) 1° Matériel employé.

La pierre de fond est légèrement excavée, elle s'use rapidement, et on la répare à chaque opération.

La tuyère est en cuivre, le vent est fourni par deux soufflets en bois. Le marteau pèse 100 kil.

Le personnel attaché à une fabrique d'acier se compose ordinairement de 3 ouvriers et 1 aide. On y travaille nuit et jour, et on quitte le samedi à midi pour ne reprendre que le lundi à quatre heures. Les ouvriers reçoivent ensemble 2fr,12 par quintal de Hesse d'acier fabriqué. 2° Personnel.

Les matières premières de la fabrication sont la fonte et le charbon. La fonte est blanche, caverneuse, 3° Matières premières.

tachetée de gris ; elle contient à la fois beaucoup de manganèse et de carbone ; quelquefois elle est rayonnée, quelquefois lamelleuse à grandes lames : elle est en général produite par une allure plus chaude que celle destinée à l'affinage pour fer. On mélange le charbon de pin et de sapin par parties égales.

4 Description de l'opération. L'opération dure cinq heures ; elle se compose de deux parties, le travail des lopins et l'affinage de la fonte. Pendant le travail des lopins, on produit, en chargeant dans le fond du creuset un morceau de 12 kil. et des scories riches, une masse aciéreuse qui joue le même rôle que le *frischwogel* dans les *frischfeuer* et le *güssstück* dans les *læschfeuer*.

Je décrirai successivement ces deux parties en ne séparant pas la partie mécanique de l'opération.

1° Travail des lopins et préparation de l'affinage.

Quand une loupe que l'on appelle *schrei* est formée, on enlève la brasque et on la fait sortir du foyer en la faisant passer par-dessus la barre de fer ; on la forge et on la coupe en deux morceaux ; deux ouvriers sont employés à ce travail ; l'autre s'occupe dans le même temps de préparer le creuset pour l'opération suivante : il commence par jeter de l'eau sur les scories et les brasse en même temps avec les petits morceaux de charbon qui sont restés dans le foyer ; elles se figent ; il les enlève avec son ringard. Quelquefois elles adhèrent au creuset, alors il les détache en frappant dessus avec son ringard : il jette de l'eau à plusieurs reprises dans le foyer, et enlève toutes les scories. Le fond du creuset est endommagé surtout vers le milieu.

L'ouvrier tasse de l'argile au fond, et il place par-dessus une petite pierre de grès grossièrement taillée; cette pierre est à peu près circulaire, une autre triangulaire s'appuie sur elle; il consolide ces pierres avec de l'argile humide; il charge ensuite du charbon et 15 kil. environ de fonte qu'il recouvre avec du combustible, et il donne du vent. Ceci se fait pendant qu'on forge la loupe et qu'on la coupe en deux. L'une des moitiés est placée au-dessus de la tuyère, tandis qu'on divise l'autre sous le marteau en plusieurs lopins. Cette division faite, on partage de la même manière la seconde moitié de la loupe. Elle est ordinairement divisée en 4, 5, 6 parties, que l'on coupe, que l'on rapproche, et que l'on forge de nouveau afin de rendre le tout plus homogène.

Une loupe fournit environ de 18 à 20 barres de 0m,02 de côté : on ajoute, pendant cette première partie, des scories riches à plusieurs reprises. Elle dure en tout 2 heures 1/2.

2° Affinage.

Dans la seconde partie de l'opération, on charge environ 40 kil. de fonte à plusieurs reprises et toujours du côté opposé à la tuyère. On ne suit guère de règles pour le poids des charges et l'intervalle qui doit les séparer. Dans une opération que j'ai vu exécuter, voici l'ordre que l'on a suivi :

2 heures 1/2, on charge 30 kil. de fonte.

3 heures, on commence à travailler avec le ringard dans le bain, une grande partie de la fonte est déjà fondue.

3 heures 1/2, on ajoute 10 kil. de fonte.

On travaille à plusieurs reprises dans la loupe; l'ouvrier enfonce son ringard et la perce en plusieurs endroits.

4 heures 3/4, nouvelle addition de scories (le travail allait trop lentement).

5 heures, on enlève la loupe, comme je l'ai dit en commençant.

Pendant cette seconde partie de l'opération, on continue à raffiner l'acier. Le raffinage dure même quelquefois jusqu'à la fin, c'est-à-dire jusqu'au moment où on enlève la loupe.

On a soin, pendant tout le temps de l'opération, d'accélérer la marche des soufflets qui doivent aller beaucoup plus rapidement que lorsqu'on affine pour obtenir du fer. Je ne crois pas que l'on puisse se rendre bien compte de cette circonstance. L'addition de la fonte par parties est nécessitée par la grande facilité avec laquelle la fonte manganésée passe à l'état d'acier.

5° Nature des produits obtenus.

L'acier qu'on obtient dans les forges du Thuringerwald est propre à être livré immédiatement au commerce, il est d'excellente qualité.

Une loupe (*schrei*) pèse moyennement 40 kil.

On fabrique en une semaine 11 quintaux mét. d'acier; quelquefois seulement 7 quintaux.

136 de fonte donnent 100 d'acier, et on consomme 325 de charbon en poids.

6° Conditions économiques de la fabrication.

Je calculerai le prix de revient de 1 quintal de Cassel d'acier, pour une usine placée près de Schmalkalden.

Le quintal de Hesse = 108 liv.

Frais spéciaux.

	th.	s.g.
Fonte 146 liv. 88	3	24
Charbon 6 tonnes de Prusse (350 liv.)	2	00
Main-d'œuvre	0	18
	6	12

Frais généraux.

	s.g.
Intérêt du capital et du fonds de roulement approché	3
Frais d'entretien	5
Frais de direction	»
Menues dépenses	1
	9

	th.	s.g.
Frais spéciaux	6	12
Frais généraux	»	9
	6	21

Le quintal de Hesse coûtant 6 th. 21 s. g. ou 25 f. 12 c., le quintal mét. reviendrait à 47 f. 70 c.

QUATRIÈME PARTIE.

FABRICATION DE LA TÔLE ET DE LA VERGE CRÉNELÉE.

1° Fabrication de la tôle.

On fabrique la tôle, dans le Thuringerwald, par un procédé fort ancien, et aujourd'hui fort peu répandu dans le reste de l'Allemagne. Ce procédé consiste à étirer le fer sous des marteaux (*blechhammer*). Généralités.

Un blechhammer se compose d'un feu de forge et d'un marteau pesant 250 kil. La table de l'enclume doit être plus large que quand on fabrique le fer.

L'opération est assez simple. On chauffe les barres qui doivent être plates, en les maintenant dans la forge avec une pince, puis on les porte sous le marteau et on étire un des bouts. Le fer ne s'étend que dans le sens de la largeur : c'est là un point essentiel pour ce genre de fabrication. Description de l'opération.

Quand la partie étirée est à peu près double de la partie primitive, on reporte la barre à la forge et on chauffe l'autre bout qu'on étire comme le premier, et on continue ainsi jusqu'à ce que la tôle soit parvenue à la largeur et à l'épaisseur voulues. Toutefois, quand les feuilles doivent être minces, on les réunit par couple, on les chauffe et on les étire ensemble, après les avoir antérieurement trempées dans de l'eau chargée d'argile et de poussière de charbon. Pendant qu'on chauffe les plaques, on jette de temps en temps des battitures dessus afin d'éviter la trop grande oxydation. On pare naturellement la tôle après la dernière chaude, parce que l'enclume est très-large. Quand les feuilles sont terminées, on les place sur une taque de fer qui se trouve sur le sol de l'usine, et on les bat avec un marteau en bois, afin de les redresser; on les rogne ensuite avec des cisailles.

Trois ouvriers sont employés à un blechhammer, deux seulement travaillent.

On fabrique, en vingt-quatre heures, 6 quint. mét. de tôle de 0^{m},05 d'épaisseur, ou 4 quintaux mét. de 0^{m},02 d'épaisseur. C'est la plus faible des épaisseurs que l'on produit dans les usines qui sont aux environs de Suhl.

Le déchet par oxydation est tel que 110 liv. de Prusse ou 1 quintal, ne produisent que 100 liv. de tôle de 0^{m},05; le déchet augmente nécessairement quand l'épaisseur diminue. On peut estimer que sur ces 100 liv. produites, il y a 30 pour 0/0 de déchet pour les rognures et les pièces manquées. Ainsi, 1 quintal de Prusse ne produit guère que 70 liv. de tôle de 0^{m},05 d'épaisseur.

Le déchet total est donc de 36,37 pour 0/0.

On consomme à Sulh 7^{m},56 de charbon de

pin pour 1000 kil. de tôle de $0^m,05$ d'épaisseur, et $11^{m.c.},34$ pour le même poids de tôle ayant $0^m,02$ d'épaisseur.

Le procédé suivi est évidemment très-désavantageux sous le rapport économique ; mais en revanche, le fer n'étant étiré que dans le sens de la largeur, on obtient une tôle meilleure que celle produite sous les laminoirs qui étirent dans les deux sens. Celle de Suhl est surtout recherchée pour la confection des chaudières des salines.

2° De la fabrication de la verge crénelée, de fer ou d'acier, dite, en allemand, *zaineisen* ou *zainstah*.

On fabrique dans le Thuringerwald une grande quantité de verge crénelée, de fer ou d'acier, parce que les forgerons, serruriers, etc., n'emploient ces deux matières premières de leur industrie que sous cette forme. Les tréfileries même préfèrent la verge crénelée à toute autre espèce de fer, quoiqu'il faille un travail pour faire disparaître les inégalités. On ne saurait se rendre un compte exact de cette circonstance. Ce qu'il y a de bien certain, c'est que la verge crénelée est plus facile à fabriquer que le fer plat de même échantillon, et c'est peut-être à cette cause très-simple de la plus grande facilité du travail qu'il faut attribuer le développement donné à cette fabrication dans la plus grande partie des centres métallurgiques de l'Allemagne. **Généralités.**

Rien n'est plus simple que la fabrication de la verge crénelée. Le matériel employé se compose d'une petite forge avec un soufflet en cuir. On y brûle du charbon de bois et quelquefois les fruits **De la fabrication.**

des pins et des sapins qui tombent en automne (*zapfen*). Le marteau pèse 76 kil. ; il est pris par derrière et soulevé par des cames placées sur un arbre très-large qui est mis en mouvement par une roue hydraulique à augets. Comme il y a un très-grand nombre de cames et que l'arbre tourne assez vite, le marteau bat un très-grand nombre de coups à la minute. On cherche à ne laisser entre deux coups consécutifs que l'intervalle nécessaire à l'ouvrier pour exécuter son travail ; c'est évidemment ce qu'il faut faire si on veut brûler le moins possible de combustible et diminuer le déchet produit par oxydation. Le personnel se compose de deux ouvriers : on ne travaille que pendant la journée. Un des ouvriers est occupé à la fabrication de la verge crénelée, l'autre soigne le feu et fait chauffer les barres ; ce dernier est ordinairement un enfant.

Quand la barre est chauffée au point convenable, c'est-à-dire entre le rouge vif et le blanc soudant, l'ouvrier la présente sous le marteau, une des arêtes s'appuyant sur l'enclume ; quand un coup a été frappé, il fait faire un quart de révolution et place l'arête voisine à la place de la première ; en même temps il pousse la barre, puis il la replace dans sa première position, et il continue toujours de la même manière, poussant devant lui la barre d'un mouvement alternatif si rapide qu'il paraît continu.

Deux ouvriers peuvent ainsi en un jour transformer en 1 centner de *zaineisen* le fer forgé en barres qui provient des feux d'affinerie.

Je joindrai à ces détails un tableau qui représente toutes les consommations au *zainhammer*

de *Luisenthal*. Les données que je vais rapporter, sont extraites des registres de l'usine; on peut donc y attacher une entière confiance.

En 1839 on a produit 628 quint. de Gotha, 50 livres de zaineisen; on a brûlé 238 stütze (11 p. cub.) de charbon de pin, et 43 stütze de zapfen : on a employé 647 quint. 35 liv. de fer en barres. Conditions économiques de la fabrication.

On a payé pour le charbon et les zapfen, 98 thalers 4 silbergros 2 pfennigs.

Pour le fer, 3826 th. 8 s. g. 2 pf.

En salaire d'ouvriers, 172 th. 4 s. g. 6 pf.

En frais d'entretien, 7 th. 2 s. g. 6 pf.

En tout, 4103 th. 2 s. g. 4 pf.

En réduisant tout en quintal de verge crénelée, on arrive aux résultats suivants :

Frais spéciaux.

	th.	s.g.	pf.
Fer, 103 liv. payées. . . .	6	2	1,4
Charbon, 4p.c.,2 / Zapfen, 0p.c.,8	0	3	2
Main-d'œuvre.	0	6	6,9
	6	11	10,3

Frais généraux.

	th.	s.g.	pf.
Intérêt du capital engagé et du fonds de roulement. Approximatif. . .	0	2	0,2
Frais d'entretien.	0	0	3,2
Menues dépenses.	0	0	1
	0	2	4,2

Frais spéciaux.	6	11	10,3
Frais généraux.	0	2	4,2
	6	14	2,5

Le prix de revient est de 6 th. 14 s. g. 2 pf., 5; ou de 24 f. 30 c., ce qui donne pour 1 quint. mét. 52 f. 11.

APPENDICE

Au mémoire sur le gisement, l'exploitation et le traitement des minerais de plomb dans les environs d'Almeria et d'Adra (Andalousie);

Par M. Adrien PAILLETTE..

Je m'occupais de la rédaction de la troisième partie de mon travail sur le gisement, l'exploitation et le traitement des minerais de plomb aux environs d'Almeria (1), et je cherchais à comparer les résultats obtenus en France avec ceux que présentent les usines espagnoles, lorsque parut le 2e volume des *Annales des mines* de ce pays. On y trouve plusieurs mémoires que je ne saurais m'empêcher de traduire ou d'examiner, parce qu'ils compléteront ce que j'ai déjà dit sur la province d'Almeria et agrandiront ainsi les connaissances que nous avons acquises depuis les recherches de M. l'ingénieur en chef Le Play, sur les contrées du midi de la péninsule Ibérique.

§ I. Recueil de faits géologiques sur la partie orientale de la province d'Almeria, par MM. Ramon Pellico et Amalio Maestre, ingénieurs des mines.

..... Si l'on envisage d'un point de vue général tout l'espace compris entre la Cordillière élevée de Filabrès et la mer Méditerranée, on y distin-

(1) *Annales des mines*, t. XIX, 3e série.

gue, comme fait principal, deux sortes de formations : l'une, constituée par un dépôt sédimentaire, présente dans quelques endroits une énorme épaisseur, et occupe toute la plaine et les vallées comprises entre cette même Cordillière et les montagnes circonvoisines, groupées autour d'elles comme de vrais contre-forts; l'autre formation appartient aux terrains dits de transition. Ils constituent le relief des masses principales.

Des roches ignées ou d'éruption et les phénomènes qui en sont la conséquence se dessinent en ces lieux sur une échelle très-étendue, et on voit les porphyres, les diorites, les trachytes et les basaltes traverser indistinctement les deux divisions précédentes.

TERRAINS DE TRANSITION.

Ils composent presque exclusivement les chaînes de Cabrera, d'Alhamilla, d'Almagro et d'Almagrera, qui sont surtout formées de grauwacke et des schistes ou des calcaires de la même époque.

Sierra Alhamilla.

La sierra Alhamilla s'étend sur une longueur de cinq lieues, depuis le lit même de la rivière d'Almeria jusqu'au delà de celle de Nijar, avec une direction de l'est à l'ouest. Le pic de Calataivir, qui en est le point le plus élevé, est à une hauteur de 1,800 pieds (501^{m},543) au-dessus du niveau de la mer.

Le centre (el nucleo) de cette chaîne est un schiste micacé, presque toujours grenatifère, recouvert par des schistes argileux gris foncé, de gros bancs de calcaire noirâtre ou blanc rougeâtre,

de la grauwacke schisteuse, des schistes argilo-micacés gris clair, et divers conglomérats dont tous les éléments peuvent être rapportés aux termins précédents, c'est-à-dire au groupe de la grauwacke.

Le schiste argilo-micacé contient quelques petits filons de minerai de cuivre, de fer oxydé et de fer sulfuré. Ce dernier est très-abondant près des sources thermales, qui portent le nom de la montagne.

Le calcaire renferme une assez grande quantité de dépôts de galène, en nids ou amas et en veines irrégulières de peu d'étendue, sans direction constante, se croisant, se groupant parfois à la manière des stockwerck, et communiquant presque toujours entre elles.

L'exploitation de ces mines et de celles de la chaîne voisine de Benhaduz nourrit la plus grande partie des populations échelonnées le long des rives du rio d'Almeria.

Sur le revers méridional de la sierra Alhamilla, dans un endroit nommé El Hoyazo, là où se trouve le plateau encaissé (rambla) de las Granitallas, à une distance de mille pas du village de Nijar, existe une excavation circulaire de 250 varas ($208^m,97$) environ de diamètre, ouverte par la nature dans le calcaire sédimentaire compacte qui recouvre cette partie. Le fond et les parois jusqu'à moitié de la hauteur sont garnis d'un trachyte argileux gris, avec grenats et cristaux ou grains d'iolite, de feldspath adulaire ou jaunâtre, de pyroxène (chorlo) et de mica. C'est une véritable éruption volcanique; car on y trouve avec les trachytes des argiles endurcies (termantidas), des substances vitrifiées, des concrétions de feldspath, de grenat

et d'iolite, dans lesquelles cette dernière substance existe quelquefois en prismes hexaèdres, sans aucune modification, mais le plus souvent sous forme de grains enchâssés dans la masse. Cet assemblage n'est que le résultat de l'action ignée sur les fragments de schistes micacés grenatifères de la masse centrale. Les grenats sont isolés par la décomposition de la roche, et se mêlent avec les sables en si grande quantité que les habitants des environs s'en servent pour la chasse en guise de plomb granulé.

Cette formation trachytique, par sa singularité, mérite d'être étudiée soigneusement. On peut la considérer comme la continuation de celle qui passe par le cap de Gate, Ron de Nijar et Carboneras.

L'Hoyazo présente un emplacement propice à la construction d'un réservoir d'eau, qui, se remplissant à la saison des pluies, fertiliserait les plaines de Nijar.

Sierra Cabrera.

On peut considérer cette chaîne comme un prolongement de la sierra Alhamilla. Elle occupe une étendue de plus de quatre lieues, à partir de la fontaine de Pelope jusqu'à Mojacar; sa hauteur est un peu moins prononcée que celle des montagnes précédentes; sa composition géologique est tout à fait pareille. Ici les roches sont plus découvertes, spécialement du côté du nord.

Dans les ravins se montre le gneiss avec ou sans grenats, ou bien encore avec de l'amphibole. Dans certains endroits il est en bancs épais.......; sur d'autres points il offre des couches minces qui forment le passage aux micaschistes, dont il est

immédiatement recouvert. Ce dernier, tantôt chargé de grenats et de larges feuilles de mica, tantôt à aspect terreux et luisant, possède une tendance marquée à passer au schiste argileux.

Viennent, superposés à ceux-ci, les calcaires compactes, généralement de couleur enfumée ou jaunâtre, en masse d'une épaisseur considérable. Rarement ils ont la structure schisteuse. Ils alternent de temps en temps avec les schistes argileux micacés qu'ils recouvrent le plus souvent. A leur tour ils sont couronnés çà et là d'un conglomérat à ciment calcaire formé de roches inférieures, mais dans lequel dominent toujours les fragments calcaires.

Dans le calcaire sont des gîtes de galène. Celle-ci s'y trouve sous forme de grains implantés dans la roche, ou comme remplissage dans les crevasses dont elle ne tapisse quelquefois que les parois. Dans d'autres circonstances enfin elle recomble les mêmes ouvertures à l'état de cailloux roulés, qui sont enveloppés de terre provenant de la décomposition des terrains.

Du flanc septentrional de la sierra Cabrera se détache un système de collines de peu de hauteur qui marche sur six lieues avec la direction nord sud, et prennent les noms de sierras de Bedar, de Lubrin, Loma del Perro, etc. Elles s'unissent à la sierra de Filabrès et Los Velez. Leur constitution géologique est semblable à celle qu'on vient de décrire; pourtant le calcaire est jaune, plus siliceux et plus cristallin; il contient du plomb sulfuré en veines, ou en cristaux isolés (cubiques, dodécaédriques), ordinairement recouverts d'un sédiment de chaux carbonatée.

Dans la localité appelée El Pinar, située à une

lieue au S.-O. du village de Bedar, existent des travaux de mines assez importants, faits à une époque inconnue.

Il n'est pas difficile de rencontrer au milieu des déblais ou sur les parois des excavations des grains de minerai de plomb, des mouches de cuivre carbonaté bleu, de l'oxyde rouge de fer et un sel blanc composé de carbonate de plomb, de cuivre, de chaux, de magnésie, et d'une grande quantité de silice formant une véritable combinaison, et non pas un mélange purement mécanique. Ce minéral se présente en effet cristallisé en aiguilles soyeuses, rayonnées à la manière des zéolites et de certains asbestes. Il a communément une couleur grise et enveloppe la galène sous forme de houppes ou de matière pulvérulente.

Ces excavations, que les habitants nomment la Grande-Mine et sur laquelle ils racontent mille choses aussi extraordinaires qu'invraisemblables, présentent à l'observateur un puits de 20 varas (16^{m},718) de profondeur, différents vides avec des voies de communication très-spacieuses, et dans la partie de l'est une galerie d'écoulement, maintenue au moyen d'arceaux confectionnés en gneiss de l'espèce qui existe dans les ravins d'alentour, le tout bien muraillé jusqu'à 8 ou 10 varas (6^{m},687 à 8^{m},359) de l'embouchure. Il faut avouer pourtant que c'est le seul exemple de ce genre de soutenement employé dans la province de Grenade, et les mineurs actuels du pays, plus intrépides ou moins intelligents que leurs ancêtres, se contentent de former des pieds droits en pierre sèche, maintenant la partie du toit avec quelques poignées de plâtre. On voit dans cette localité un pe-

un fourneau en ruine qui ne paraît pas très-ancien, mais l'on ne rencontre pas de scories dans son voisinage. Si donc on a fondu les minerais extraits de cette mine, ce dut être sur les rives du rio Aguas, distant d'une lieue et demie, afin d'avoir l'eau nécessaire aux manipulations.

Les collines appelées la Ballagona, à deux lieues au N.-O. de Vera, suivent une direction N. S. et se terminent sur la rive droite du rio Almanzora. Leur constitution géologique ne diffère pas de celles que nous venons de décrire, et n'offre de particulier que l'alternance de calcaires compactes avec des schistes et des calcaires schisteux. Des éruptions dioritiques assez puissantes ont brisé les couches en les relevant sous des angles de 70° à 90°, avec des directions variables.

Ces diorites sont de couleur verte et jaunâtre. Les cristaux d'amphibole sont intimement mélangés avec la masse, parfois aussi isolés. Il faut remarquer, entre autres choses, que ces collines renferment un gros filon de fer oxydé magnétique, très-riche, au lieu dit Cerro de Blanquizanes, territoire de Huezcal-Overa et situé au milieu des calcaires. De même qu'un amas considérable de gypse arénacé, brillant, au voisinage des diorites, cette richesse, dont le pays ne peut profiter aujourd'hui, faute de combustible, doit avec le temps entrer en ligne de compte dans l'industrie minérale de la Péninsule, surtout en raison de la proximité de la mer et de la facilité des transports.

La sierra d'Almagro, qui est une suite de la Ballogona, n'est qu'à une demi-lieue au nord de Cuevas. Elle se compose, comme la sierra Alhamilla, de schistes micacés, accidentellement ma-

gnésiens, recouverts par un calcaire compacte gris, semblable à celui de la sierra de Gador, dans lequel existe aussi la galène, mais percé en différents endroits par des injections dioritiques. La montagne de Pulpi, formée par les mamelons del Algarrobo, de los Peines, el Capitan, etc., est identique à la sierra d'Almagro, dont elle n'est séparée que par une plaine d'une lieue d'étendue.

Sierra Almagrera.

La sierra Almagrera ou de Montroy marche à une lieue et demie à l'orient de Vera, avec une direction N.-E. 15° E., ou sur quatre heures de la boussole de mine. Elle a deux lieues et demie de longueur depuis l'embouchure du rio Almanzora, où se voient les ruines de l'antique Urci, aujourd'hui Villaricos, jusqu'au Pilar de Jaravia, dans les terrains d'Aguilas. Sa largeur est d'une demilieue entre la mer et le plateau (rambla) de Muleya, et sa plus grande hauteur à la pointe de Ruso, élevée de 1,400 pieds (390 mèt.) au-dessus du niveau de la mer.

Elle se compose exclusivement de schistes argileux micacés de transition, avec quelques couches subordonnées de quartz laiteux. Les strates ont une tendance à l'horizontalité, leur pendage ne dépassant pas communément 20°, quoique parfois ils soient plus inclinés en raison de soulèvements dioritiques et porphyriques qui pointent vers la base de cette montagne et à travers les dépôts tertiaires de la plaine adjacente.

Les schistes sont partout coupés de filons ferrugineux, accompagnés de sulfates de baryte et de chaux parmi lesquels il y en a qui renferment visiblement de la galène toujours argentifère, mais en

proportion assez variable pour donner à l'essai de 1 once 1/2 (0k.,04312) jusqu'à 17 onces (0k.,48875) au quintal (de 46k.,010); d'autres sont formés d'un ciment ferreux, enveloppant des fragments de schiste argileux, et dessinant de cette façon une brèche particulière.

L'aspect des matières constituantes des filons, principalement pour les minerais de fer, est scoriacé, comme fondu. Cela tendrait à faire croire que ces gîtes ont été produits de bas en haut, ou du moins que leur apparition a été accompagnée de phénomènes ignés.

Le premier filon découvert et le seul bien reconnu jusque aujourd'hui fut celui du ravin Jaroso, sur lequel sont assises les concessions de mines portant le nom de la Vierge de Carmen, et celui d'Observation. Ces mines offrent déjà une richesse considérable, puisque, d'après les excavations faites qui atteignent une quarantaine de varas (33m,436) de profondeur, on a reconnu ledit filon sur plus de deux cents varas de longueur avec des caractères de continuité et une puissance de trois varas (2m,508). Il a une admirable régularité, tant dans sa direction nord sud (de une heure à une heure et demie de la boussole des mineurs) que dans son inclinaison de 60° à 70° vers l'est.

Sa masse est composée de plusieurs zones de galène qui diffèrent notablement les unes des autres par la texture et la couleur; quelques-unes devant sans doute leur aspect à un mélange de galène, d'oxyde et de carbure de fer (*carburo de hierro*), ainsi qu'à de l'argent antimonial. Les différentes espèces de galène et de minerais qu'on y rencontre sont les suivantes:

Galène à grandes facettes. — Galène à facettes

radiées avec aspect antimonial. — Galène à grains brillants (*metals de luz*). — Galène à grains fins avec ton mat (*metal acerado*). — Galène mélangée d'oxyde de plomb, de carbonate de plomb et de fer argileux (*metal negro*) (1). — Fer spathique généralement cristallisé. — Hydroxyde de fer. — Oxyde de manganèse. — Cuivre gris. — Carbonate de cuivre. — Sulfate de baryte. — Sulfate de chaux.

Sur d'autres points de la montagne, d'autres substances métalliques ont de l'analogie avec les précédentes, et chaque jour on découvre d'innombrables excavations anciennes avec d'immenses vides, dont les principales sont situées aux ravins de Pinalbo et du Français. Ils démontrent suffisamment qu'en ces localités existèrent jadis des travaux de mines. Ils eurent lieu principalement du temps des Romains, ainsi que le prouvent les monnaies et les lampes éparses parmi les monceaux de scories répandues dans le voisinage.

TERRAINS DE SÉDIMENT.

Le rio Aguas prend sa source sur le revers méridional de la sierra Alhamilla, en un point situé près de Sorbas. Il marche en côtoyant la montagne d'où il descend et celle de Cabrera, pour se jeter dans la mer non loin de Mojacar, après avoir passé par le village de Turre.

L'encaissement de cette rivière met à nu la base d'une formation sédimentaire étendue, limitée au sud par les deux chaînes qui viennent d'être nom-

(1) Ces oxydes de fer sont souvent argentifères ; ils ont une grande ressemblance avec les terres rouges de Bretagne. A. P.

mées, par la sierra de Velez et celle de Filabrès, au nord par les collines de Bedar et de Ballagona, à l'ouest et à l'est par la sierra d'Almagrera. Ce dépôt, au centre duquel passe le rio Almanzora, communique avec celui qui forme les champs de Nijar et de Tabernas, aussi bien que le lit du rio d'Almeria, ne présentant que peu de variations dans son état, variations qui peuvent être considerées comme accidentelles, mais qui, de toute manière, indiquent une même ancienneté et des causes d'origine identiques.

On dirait que la mer au fond de laquelle se déposèrent ces terrains occupait l'espace que nous avons limité ci-dessus, de même que celui aujourd'hui couvert par la Méditerranée. Vers les coteaux de Honor, elle formait un détroit qui l'amenait à Nijar, Tabernas, et sur le rio d'Almeria. — Par la pente sud de la sierra de Gador, elle joignait les localités où se voient aujourd'hui les dépôts de Roquetas et de Dalbias (1). Pendant ce temps, la sierra Cabrera, celle de Bedar et de Lubrin, formaient deux îles qui donnaient passage aux eaux, entre leur extrémité septentrionale et la sierra de Filabrès. Les rives extérieures longeaient ce même revers nord des sierras Alhamilla et de Gador, puis prenaient leur position actuelle au-dessous d'Adra. Almeria, Benaduz, Tabernas, Vera, Pechina, Roquetas, etc., étaient alors sous les eaux.

Nous ne pouvons connaître les causes du retrait de la mer..... Le rio Almeria charriait-il autre-

(1) La vallée du Rio Andarax présente la même formation tertiaire jusque non loin du Fondon (*Annales des mines*, t. XIX, 3e série).

fois plus de matières que de nos jours, ou bien la mer a-t-elle abaissé son lit? Toujours est-il que, dans des excavations près de Pechina, aujourd'hui à deux lieues de la côte, on a trouvé des restes de galères romaines, et qu'on entend encore une tradition du pays, prétendant qu'il existait des anneaux et des points d'amarres pour les barques sur deux grands rochers voisins de la métairie et de l'usine à plomb de Zamazula.

Cette formation de sédiment se compose dans les strates inférieurs d'un calcaire grossier jaunâtre en couches minces, dans lequel on trouve différentes coquilles, et l'on y distingue des pectens, des huîtres, des griphées (1), des Cardium, des Térébratules, des Clipeaster, etc. Immédiatement au-dessus vient un calcaire compacte, également à grain grossier, qui alterne ordinairement à plusieurs reprises avec le précédent, mais dans lequel ne se montre aucun reste organique.

Par-dessus on trouve un banc de gypse laminaire très-pur et d'une assez grande épaisseur, qui ne recouvre pas toute la formation, excepté dans les parties voisines du revers nord de la sierra Alhamilla, de telle façon qu'on peut le voir aux environs de Nijar et au sud de Pechina.

A la suite se présente un grand dépôt de marnes ferrugineuses, dont les fentes sont remplies de grandes plaques ou filons de gypse aussi laminaire, plus ferrugineux que le précédent, plaques qui affectent dans leur clivage la forme de palmes

(1) Il serait important de bien vérifier la nature des fossiles appelés *griphées* par les ingénieurs espagnols.

par une disposition des lames en sens inverse. Il contient, outre les fossiles déjà mentionnés, d'autres corps parmi lesquels nous avons trouvé la *Griphea orbiculata* et le *Dentalium Elephantinum*, ainsi qu'une espèce de madrépore difficile à déterminer.

La couche qui recouvre ce dépôt est formée d'un conglomérat dont le ciment calcaire ou ferrugineux empâte des cailloux roulés de schistes micacés, d'autres calcaires, ou quartzeux. Il est fort dur, mais manque la plupart du temps. Son épaisseur varie de une à deux varas (de 0^{m}, 835 à 1^{m}, 671), et ce qui en existe couronne les collines marneuses des alentours de Cuevas. Celles-ci se détruisent chaque jour sous l'influence des eaux, et le conglomérat ne pouvant se soutenir, tombe en roulant de gros blocs dans les ravins.

Sur le chemin de Vera à Mojacar, on voit des couches argileuses de la même formation portant des signes indubitables de l'action du feu. Elles sont divisées par contraction en pièces lenticulaires de six à vingt-quatre pouces de diamètre (de 0^{m},139 à 0^{m},557). Puis à une demi-lieue avant d'arriver à la seconde de ces localités, apparaissent des couches de grès et de marnes endurcies avec gypse, relevées jusqu'à la position verticale et remplies de veines ou petits filons de dolomie cristallisée.

TERRAINS IGNÉS.

La variété et l'étendue de cette classe de roches sont si grandes au milieu de la contrée qui nous occupe, qu'elles présentent à elles seules un vaste champ d'étude. Elles fourniraient au géologue des faits fort intéressants.

Nous avons déjà parlé des diorites qui percent si souvent les terrains intermédiaires et ceux de sédiment, le plus souvent avec l'apparence d'une masse homogène, contenant presque toujours des cristaux d'amphibole seul ou associé avec des lames de fer oligiste. — Mais nous n'avons vu qu'une fois le porphyre dans la plaine ondulée comprise entre la rambla de Muleya et le rio Almanzora, non loin de l'embouchure de ce dernier. — Il était de couleur rougeâtre avec de gros cristaux de feldspath.

Collines de Maria.

Entre Vera et Bedar, au milieu de la plaine qui embrasse de ce côté les rio Aguas et Almanzora, s'élève au-dessus du terrain tertiaire une série de collines très-basses, courant sur une lieue de long avec la direction N.-O. S.-E. jusqu'aux environs de Turre.

Ces collines sont de nature volcanique, et l'on y distingue au moins deux éruptions différentes: la première, qui est plus ancienne, est aussi la plus développée; la seconde, plus circonscrite, occupe la partie supérieure. Elle se trouve représentée par une lave plus spongieuse, plus altérée par les agents extérieurs que la lave ancienne, et renferme de grands fragments d'amigdaloïde ou de grès volcanique rempli de vacuoles.

L'endroit où l'on voit le mieux ce courant de lave est précisément la butte sur laquelle est bâtie la chapelle de la Vierge de la Cabeza, butte qui peut avoir une centaine de varas (83^{m}, 590) d'élévation. On ne saurait douter que ce lieu ne soit le cratère qui produisit les éruptions, à en juger par sa forme conique et l'aplatissement de sa cime

dont les bords s'inclinent vers le centre, comme aussi par la plus grande abondance des matières ignées.

Le basalte correspond à la variété nommée variolitique. Il est composé d'une pâte pyroxénique et ferrugineuse demi-vitreuse, compacte à l'intérieur, mais assez bulleuse extérieurement, dans laquelle sont empâtés de petits cristaux d'olivine, et une multitude de grains de carbonate de chaux blanc jaunâtre qui ressortent sur le fond noirâtre de la masse.

Cette roche affecte ordinairement une division prismatique mal définie, et l'on rencontre fréquemment dans les cavités des cristallisations de stilbite. Les couches de marnes argileuses qui recouvrent le basalte ont été relevées et altérées par l'action de la chaleur, car elles forment souvent de véritables porcelanites.

On peut rapporter ces formations volcaniques à celles du cap de Gate, bien qu'elles en soient séparées par la sierra Cabrera et une distance de cinq lieues au moins.

Cap de Gate.

Cette grande série volcanique sur laquelle nous ne pouvons qu'exposer certaines généralités, s'étend sur sept lieues, en longeant la côte, depuis la pointe de la Testa, jusqu'à une lieue à l'Est de Carboneras, où elle se perd parmi les schistes argileux du versant méridional de la sierra Cabrera. — Elle offre à la vue une multitude confuse de petits cônes escarpés couverts d'une chétive végétation.

Si l'on pénètre dans le cap par la côte des chevaux vis-à-vis la métairie de la Testa, toutes

les collines d'alentour sont formées de trachytes feldspathiques et ferrugineux de couleur variée, d'un gris verdâtre ou blanchâtre, très-compactes, quelquefois homogènes, dans d'autres cas ayant l'aspect de brèches. Leurs cristaux de feldspath sont passés le plus communément à l'état de kaolin, en conservant extérieurement des formes prismatiques plus ou moins régulières, ou bien ce même feldspath est rassemblé en petites masses arrondies.

Les trachytes sont recouverts sur plusieurs points par un basalte feldspathique, couleur gris de fer en dehors, blanchâtre en dedans, très-riche en cristaux d'amphibole et à division prismatique à trois et cinq côtés. Les prismes atteignent une hauteur d'une varas 1/2 (1^m, 254), parfois plus, ainsi qu'on peut le voir auprès du fortin de Saint-François ou del Corralete.

Cette partie basaltique repose ordinairement sur des argiles ou terres volcaniques, de différentes natures, les unes siliceuses, les autres feldspathiques, comme à Vela Blanca, où il y en a des dépôts considérables. Non loin de la même localité, pointe de temps en temps, au fond des gorges, une espèce de schiste argileux avec veines de quartz altéré par le feu, qui représente sans aucun doute le terrain antérieur aux éruptions trachytiques.

Vers le site nommé Monsu, les basaltes sont pyroxéniques, d'une couleur grise assez foncée, et contiennent beaucoup de cristaux d'olivine.

Le Morron de los Genoveses, un des points les plus curieux de cette formation, en ce qu'il montre bien caractérisées les éruptions postérieures à celles des pitons que nous avons nommés, est

une colline élevée de cent varas ($83^m,590$) au-dessus de la mer, qui baigne les quatre cinquièmes de sa base. Il a la forme d'un tronc de cône dont la grande base a 400 varas ($334^m,32$), et la petite 17 varas ($12^m,210$) de diamètre. Celle-ci forme un espace circulaire dont les pentes, inclinées vers le centre sous forme d'entonnoir, attestent l'existence d'un cratère volcanique.

Cette montagne présente à sa partie inférieure un dépôt ou une coulée de ponce, de pouzzolane et de terres volcaniques, qui enveloppe des grains ou des morceaux assez grands de pechstein, de perlites, d'obsidiennes et autres verres volcaniques. Les terres sont souvent rudes et demi-vitrifiées, offrant un exemple du passage des pechstein (piceas) aux Perlites.

Dans le haut, on voit une espèce de courant de lave d'un aspect arénacé, mais demi-vitrifié, ondulé, caverneux et comme moulé sur les roches qu'il recouvre, et qui sont les terres et en quelques points les basaltes pyroxéniques compactes. Dans l'intérieur on peut trouver des morceaux de la même substance, mais scoriacée et d'une certaine légèreté.

Par-dessus la lave s'étend une nappe puissante de basaltes pyroxéniques noirs, variolitiques ou compactes dans la cassure, en beaux prismes à quatre et à six pans qui constituent le reste de la colline, dessinant une grande colonnade pareille à celles qui sont si célèbres dans d'autres pays. Les fentes sont garnies de verres volcaniques verdâtres ou jaunâtres, qu'on range habituellement parmi les obsidiennes.

La Cerrata de los Genovases, continuation du Morron, semble de la même époque ou peut

être postérieure. Elle forme un groupe de petits monticules au sud du précédent. Sa base et ses flancs sont composés de grands amas de laves arénacées très-spongieuses, pleines de vacuoles et de pouzzolanes qui entourent des fragments de basaltes, de trachytes, de pechstein ou de porcelanite..., le tout recouvert d'un basalte noir, très-vitreux, assez scoriacé, mélangé souvent avec des pouzzolanes et renfermant de petites veines ou concrétions de calcédoine. Ces basaltes donnent un sombre aspect à toute la contrée.

Sur la plage, ainsi qu'au Campillo de los Genovases, les parties basses sont occupées par un tuf volcanique de couleur gris blanchâtre, en couches horizontales, assez compactes et résistantes.

Au revers sud du Cerro de Enmedio, à la Cala del Sotillo, les trachytes ou les basaltes anciens sont recouverts par des couches d'un grès grossier de nature calcaire, inclinées de 15° S.-E. Elles contiennent une multitude de fossiles des genres *Pecten*, *Ostrea*, *Madrepora* et autres, puis sont à leur tour surmontées par une sorte de brèche trachytique ou basaltique pareille à celle qu'on rencontre dans les ravins du Corralete. Sa couleur est blanche ou azurée, son feldspath passé à l'état de Kaolin. Dans la partie inférieure, c'est-à-dire au contact avec la roche calcaire précédente, elle enveloppe comme elle des restes organiques des espèces déjà citées. Elle alterne avec des sables basaltiques et des argiles endurcies qui sont traversés par des veines de fer oxydé rouge.

L'observateur rencontre dans la colline de Garbanzal une variété de dolerite rouge, compacte, dont la structure est granitoïde lorsque la roche

n'est pas décomposée. Elle contient beaucoup de mica noir en lames hexagonales et des veines de mine de fer noirâtre, pulvérulente, dont se servent les potiers de Nijar pour vernir les différents ouvrages qu'on fabrique dans cette ville.

Depuis la Cortijada de Escullos jusqu'à la tour de Los Lobos, il y a abondance de termantides, de jaspes, de calcédoines et d'agates, qui forment des veines et des nids dans les basaltes..... On observe le même phénomène aux environs du Castillo de Rodalquilar.

A une distance de mille varas (835^{m}, 90) de la côte sont plusieurs collines surbaissées dans lesquelles ont été exécutées anciennement au pic et à ciel ouvert de très-grandes excavations. Il ne reste dans le pays aucune tradition sur l'époque ni sur l'objet de ces travaux étendus, mais il est facile de reconnaître qu'ils furent entrepris pour l'exploitation d'un énorme dépôt de kaolin mélangé de terres et de laves perlites qui constitue ces mêmes collines; — sans le moindre doute, on emploie depuis une date inconnue les produits de l'extraction, pour fabriquer de la faïence (loza).

Près de la métairie del Capitan dans l'Hormillo, on voit un conglomérat calcaire à ciment abondant qui recouvre les terrains volcaniques anciens et s'étend jusqu'à la côte de la Artichuela, où les roches ignées sont encore à nu. C'est un assemblage de trachytes blanchâtres ou jaunâtres avec de beaux cristaux de feldspath et de dépôts de ponces et de perlites; on y trouve aussi une espèce de lave compacte noir verdâtre, avec des cavités allongées produites par les bulles gazeuses qui éprouvaient des difficultés à s'échapper pendant que les masses se refroidissaient.

En quelques point du cap de Gate, notamment à Boca de Albelda, Barrancos de la Mula et del Celejo, Hoya de Arevalo, se montrent des buttes de quartzites enclavées dans les trachytes et les basaltes. Ces roches possèdent des filons de cuivre et de galène mélangés presque toujours de fer oxydé, de carbonate de plomb, de spath fluor, de barytine, etc. Comme on n'a jusqu'à présent fait aucun travail suivi sur ces gisements, on ne peut se former la moindre idée de leur régularité et de leur richesse. Ce défaut de poursuites a été occasionné pour ceux de galène, par la difficulté et les résultats négatifs qu'ont éprouvés les fondeurs du pays dans le traitement qu'ils ont essayé de leur faire subir.....

..... Il résulte de nos essais que le minerai du cap de Gate, contient plus de 60 p. 0/0 de plomb et une quantité minime d'argent qui ne doit influer en rien sur sa valeur, et encore moins devenir l'objet d'une spéculation sur les galènes de cette localité.....

Essais des divers minerais de la Sierra Almagrera.

DÉSIGNATION.	PLOMB. Pour 46k,010.	ARGENT. Pour 46k,010.	PLOMB.	ARGENT.
	Ls	O. A.	k.	k.
Galène del Carmen ou *métal de Luz*, ou à grains fins. .	71. 80	16.12,8	33.035	0,4829
Minerai en lames radiées de la même mine.	63 10	10. 6,4	29.032	0,2990
Minerai noir argileux de la même mine.	22. 20	5. 3,2	10.214	0,1485
Minerai des environs d'Aguilas.	59. 4	5. 9,6	29.330	0,1609
Galène à larges facettes de la Pietad.	60. »	1. 9,6	27.606	0,0459
Carbonate de plomb de la même mine.	41. 6	2. »	19.140	0,0573

§ II.

On a tenté le traitement des galènes du cap de Gate dans les fourneaux ordinaires du pays, décrits dans les *Annales des mines*, tome IX, 3e série; mais il paraît que les mauvais résultats obtenus provenaient surtout du défaut d'habitude des fondeurs, qui, accoutumés à des galènes *rendant vite* leur plomb, ne poussaient probablement pas suffisamment le grillage.

Quant aux minérais du filon de Jaroso de la sierra Almagrera, on en a fondu une certaine quantité dans l'usine de Saint-André près d'Adra, c'est-à-dire qu'on a employé à leur égard les procédés anglais. M. Ezquerra del Bayo dit (1), que les 1600 premiers quintaux (73.616 k.) ont fourni un plomb d'œuvre qui représentait 5 onces d'argent (0 kil. 14,375) pour chaque quintal (46 k. 010) de minerai, lequel était peu trié et assez souillé de matières étrangères.

Il est fâcheux que l'ingénieur espagnol n'ait pas fourni plus de détails sur les opérations exécutées. Toujours est-il que, dans l'origine, on ne savait comment retirer le plomb des minerais de la sierra Almagrera, et qu'on en a vendu soit en France, soit en Angleterre.

D'autres galènes alimentent encore quelques usines d'Andalousie; ce sont celles de Linarès. L'aspirant ingénieur, don Ignacio Salazar a présenté une note sur la préparation mécanique et sur le mode de fondage adoptés dans cette localité, notamment à Arraynes. En voici le résumé :

---

(1) *Anales de minas*, t. 2, p, 244.

On commence par exécuter dans la mine un premier triage ayant pour objet de séparer les morceaux purs de ceux chargés de gangue. Parmi les premiers, on choisit la galène à grandes facettes, pour la vendre en cet état, tandis que ce qui reste passe au fourneau, après avoir été réduit à la grosseur d'un œuf.

Les morceaux engagés dans la gangue (quartz, sable et sulfate de baryte) sont broyés et purifiés sous le nom de *terres plombeuses*, par deux espèces de criblage à la cuve, d'où résulte, après quelques manipulations pareilles à celles que nous pratiquons, des grenailles propres à être fondues. Elles sont traitées avec les minerais du triage dans un fourneau presque identique à ceux des environs d'Almeria, et par un procédé d'une ressemblance également frappante. On charge toutes les six heures 50 arrobas (575 kil.) de galène qui produisent 30 à 32 arrobas (345 à 368 kil.) de plomb, et on consomme pour 6 heures 30 à 40 charges de 6 arrobas chaque, d'un combustible composé d'arbustes (Monte Bajo) et de branchages d'olivier, c'est-à-dire 2070 à 2760 kil. de combustible. Nous croyons les chiffres exagérés, et nous craignons qu'on n'ait fait une réduction des volumes en poids.

Quant aux minerais de plomb carbonaté, qui proviennent des mêmes mines, mais en moins grande quantité que la galène, on les fond avec les crasses du fourneau à réverbère dans un fourneau à manche de l'espèce des pavas ou hornos Castellanos.

Pourtant, avant de composer les lits de fusion, on brise les crasses à la grosseur d'une noix, et on les crible dans un bassin plein d'eau pour en

séparer les impuretés. Les carbonates sont faiblement grillés à l'air libre, concassés et lavés selon les méthodes précédentes.

D'après la description de M. Salazar, on reconnaît que les fondeurs ne sont guidés sur les époques de chargement que par la fumée blanche du gueulard.

Le fourneau à manche, dont la hauteur est de.	0^m,835?
La largeur, de.	0^m,278
La profondeur, de.	0^m696
La distance de la tuyère au gueulard, de.	0^m,488

est alimenté par deux soufflets à bras cylindriques pouvant fournir environ 342 pouces cub. par minute.

On y passe en 24 heures 230 arrobas (2645 kil.) de mélange, desquelles on retire 26 arrobas (299 kil.) de plomb de deuxième qualité. La consommation est de 53 arrobas (609 kil. 50) de charbon de bois.

Les scories du fourneau sont repassées souvent jusqu'à trois fois avec les carbonates et les crasses du fourneau à réverbère, de manière à retenir le moins de plomb possible.

Consommation du fourneau à réverbère par mois.

	Rx.	Mrs.	fr. c.
1.883 arrobas (21.654^k,50) de minerai dont le prix d'exploitation est.	9.320	30	
4.191 arrobas (48.196^k,50) de matières de la criblerie, qui coûte en exploitation et préparation mécanique.	21.499	28	
Journées de fondeurs.	1.281	»	
Combustible.	5.460	»	
Outils.	300	»	
Eau pour les refroidir.	153	»	
Droit de 5 p. 0/0 de la contribution.	2.008	17	
Total.	40.023	7	10.806,21

Produit par mois.

3.091 arrobas (35.546 kil.) de plomb de première qualité, dont la valeur était sur les lieux, en mai 1840. .	40.183	»	10.849,00
2.300 arrobas (26.450 kil.) de crasses, dont la valeur sera exprimée dans les comptes du fourneau à manche.			

Le fourneau à manche consomme par mois :

	Rx	Mrs.	fr. c.
4.000 arrobas (46.000 kil.) de crasses qui exigent pour leur préparation.	825	»	
90 arrobas de carbonate, dont la valeur d'exploitation et de préparation est de.	370	17	
4 fondeurs à 8 réaux par jour. . .	976	»	
8 souffleurs à 4 réaux par jour. . .	976	»	
2 gamins pour apporter le charbon.	122	»	
Outils.	200	»	
Eau pour les refroidir.	300	»	
Combustible.	4.401	»	
Réparation du fourneau.	34	»	
Droit de 5 p. 0/0 de contribution.	250	»	
Total.	8.094	17	2.185,51

Produit par mois.

500 arrobas (5.750 kil.) de plomb de 2e qualité, dont la valeur est.	5.000	»	1.350,00
100 arrobas (1.150 kil.) de scories, qui retiennent 2,33 p. 0/0 de plomb, représentant une valeur de.	27	»	7,29
Total.	5.027	»	1.357,29

D'où il résulte qu'à l'époque où le Mémoire a été écrit (en mai 1840), la fonderie était en perte. L'auteur attribue ce déficit au prix élevé des

DATES des JOURS.	NUMÉROS DES CHARGES.	HEURES de SORTIE des CHARGES.	MINERAIS LIVRÉS A LA FONTE. POULLAOUEN. Grenailles broyées au moulin et passées au crible d'une ligne.	Grenailles broyées au moulin et passées au crible d'une demi-ligne.	Grenailles non broyées.	Schlick.	Tenant p. o/o k. Plomb.	Argent.	HUELGOAT. Schlick et grenailles mélangés.	Tenant p. o/o k. Plomb.	Argent.	D… PR… D' L' Plomb.	…TION. Fagots.
			k.	k.	k.	k.	k.	g.	k.	k.	g.	k.	
28 nov.	1	6 h. du soir.	700	»	»	»	64	40	600	54	100	772	200
29 déc.	2	6 h. du matin.	700	»	»	»	64	40	600	54	100	772	»
Id.	3	6 h. du soir.	»	700	»	»	64	40	600	54	100	772	200
30 déc.	4	6 h. du matin.	»	700	»	»	64	40	600	54	100	772	200
Id.	5	6 h. du soir.	»	»	»	700	64	40	600	54	100	772	200
1er déc.	6	6 h. du matin.	»	»	»	700	64	40	600	54	100	772	200
id.	7	6 h. du soir.	»	»	700	»	64	40	600	54	100	772	200
2 déc.	8	6 h. du matin.	»	»	700	»	65	40	600	54	100	772	200

NOTA. Le produit obtenu en grand a été au-dessus des essais de 2 k
c, suivi d'un chiffre dans la colonne du produit total, indique

minerais par suite d'une exploitation vicieuse, mais il oublie de dire combien on vend de galènes à grandes facettes comme alquifoux.

Il signale aussi un fait qui m'avait déjà frappé au port d'Almeria ; je veux parler de la température élevée des fourneaux à manche, d'où résulte une forte perte en plomb.

§ III. Application des méthodes françaises aux minerais d'Adra et d'Almeria.

J'ai dit (1) qu'on croyait avoir reconnu à Adra qu'il n'était pas nécessaire de soumettre les minerais de la sierra de Gador à l'action de la machine à broyer, attendu qu'ils étaient en général suffisamment mélangés de *garbillos* pour fournir de bons résultats à la fusion.

Le tableau ci-contre d'expériences faites à Poullaouen prouve que, dans certaines limites, cette assertion n'est pas dénuée de fondement, puisque la grenaille du criblage de Poullaouen (galène assez pure) est celle qui, mélangée avec une même quantité de minerai d'Huelgoat, a produit le moins de crasses blanches et des crasses blanches à une teneur moins élevée.

On voit, au contraire, que le schlich de Poullaouen, un peu blendeux, il est vrai, a rendu la plus grande somme de crasses, et que celles-ci contenaient beaucoup plus de plomb.

Je ne crois pas pourtant qu'on doive en conclure que de gros morceaux n'aient pas besoin d'être divisés, et que, sous un volume un peu considérable, leur traitement soit facile, car il est

(1) *Annales des mines*, 3e série, tome 19, p. 253.

à remarquer que l'expérience du mélange de schlich de Poullaouen avec les minerais d'Huelgoat est celle dans laquelle on a éprouvé la moindre perte en plomb, puisque l'addition du métal renfermé dans les crasses avec celui obtenu dénote un rendement supérieur notable.

Il serait à désirer que des essais de ce genre fussent longtemps continués, afin d'établir, si cela est possible, sinon une règle générale, du moins des bases pratiques dont on ne dût pas s'écarter.

Toujours est-il que, lorsqu'on se prépara à traiter les minerais venus d'Adra dans les fourneaux de Poullaouen, on les broya à la masse plate pour les amener approximativement à la grosseur de la grenaille ordinaire des cribleries de cette usine (1).

Une prise d'essai, faite sur un tas de 2.500 kil. environ, a dénoté :

Carbonate de plomb......	3,40
Galène.............	96,30
Carbonates de chaux et de fer.	
Total........	99,70

Il faut ajouter aussi probablement un peu de fluate de chaux, qu'on reconnaissait (rarement il est vrai) sur les morceaux impurs.

Ces minerais furent soumis au traitement que subissent les minerais bretons, et on eut soin de leur appliquer identiquement les mêmes procédés.

Je me rappelle fort bien que, durant les premiers jours, les fondeurs éprouvèrent certaines

(1) Voir, dans le *Journal des mines*, t. 61, le mémoire de MM. Beaunier et Gallois.

difficultés à se mettre en garde contre un excès de chaleur, mais bientôt ils acquirent une habitude telle que les résultats de chaque jour se maintenaient convenablement. On varia les expériences avec le bois, les fagots et les genêts, et toujours on obtint du premier jet des chiffres supérieurs à ceux des usines espagnoles.

Les tableaux suivants exprimant la moyenne d'un travail de 72 charges, démontrent qu'en effet le rendement moyen a été de 72 p. o/o ; tandis que les fondeurs indigènes d'Andalousie ne fournissent aux environs d'Adra et de Roquetas que 64, 42 p. o/o — 66, 60, et que dans celles montées à l'anglaise le rendement varie entre 66 — 67 ½ — 68 p. o/o, on a obtenu rarement 70 p. o/o.

A Linarès, d'après M. Ignacio Salazar, on aurait, dans le traitement du minerai au fourneau à réverbère, de 60 à 64 p. o/o au plus.

Tableaux du fondage exécuté à Poullaouen pendant la deuxième quinzaine de décembre 1831 *et la première quinzaine de janvier* 1832, *au fourneau à réverbère ordinaire.*

Nombre de charges.	MINERAIS				
	POIDS.	Teneur aux 100 kilog.		devant produire d'après les essais	
		PLOMB.	ARGENT.	PLOMB.	ARGENT.
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
31	41.500	78	6	32.270	2.490
41	54.100	76	6	41.116	3.246

Produits.

PLOMB D'ŒUVRE.		CRASSES BLANCHES.			CADMIES.			PERTE en PLOMB.
			Teneur p. o/o kil.			Teneur p. o/o kil.		
Barres.	Poids.	Poids.	Plomb.	Argent.	Poids.	Plomb.	Argent.	POIDS.
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
1.735	68.738	4.080	31	2	310	55	3	1.744
		3.740	42	2				

Consommations.

BOIS EN COLDES.		FALOTS.		GENETS.	
Nombre.	Poids.	Nombre.	Poids.	Nombre.	Poids.
	kil.		kil.		kil.
74 6/8	75.580	8.596	28.366	100	1.650

Réparation des outils.

Fer neuf (lames des padelles, etc.) 1.723 kil., valant.	947	66
Fer vieux et ferraille 373 kil. valant.	25	11
Charbon de bois.	67	50
Houille.	32	»
Main-d'œuvre.	87	40
Main-d'œuvre de sondage.	363	60

Il eût été extrêmement utile de pouvoir comparer les combustibles entre eux. — Mais outre l'incertitude, pour ne pas dire l'ignorance presque complète dans laquelle nous laissent les renseignements sur les usines d'Espagne, comment évaluer, avec la rigueur nécessaire à la pratique,

le pouvoir calorifique de l'atocha, — des bruyères, des romarins, — des arbustes de montagnes qui ne sont pas spécifiés et des branches d'olivier, — lorsque déjà il est si difficile de mettre en rapport la valeur calorifique de bois, de fagots et de genêts dans un état de siccité plus ou moins avancé?

Disons cependant qu'on doit croire que si le procédé breton pouvait être importé en Espagne, il fournirait des résultats plus avantageux que le fourneau andaloux.

L'Espagne étant malheureusement en grande partie dépouillée de bois, il faudra s'en tenir d'une part au fondage à l'atocha et de l'autre aux procédés anglais.

Les chiffres extraits du mémoire de M. Salazar indiquent, pour un ensemble de minerais s'élevant à 69.851 kil., un produit en crasses blanches de 26.450 kil., et un rendement en plomb de 35.546 kil., ce qui abaisserait de beaucoup le rendement des minerais, et prouverait qu'en moyenne ils n'arrivent pas à produire comme dans quelques opérations détaillées de 60 à 64 p. 0/0 (1).

Les crasses blanches du traitement des minerais d'Adra à Poullaouen, étaient parfois fortement magnétiques, à cassure brillante et grenue, d'une couleur plus foncée que celles fournies par le minerai de Poullaouen. — Elles formaient gelée par l'attaque à l'acide nitrique.

(1) Le tableau n° 5 des états statistiques, publiés dans le 2e volume des *Annales des mines* espagnoles, dressé par don Felipe Banza, dit que dans la fonderie de la Cruz,

Les crasses que j'ai recueillies à Almeria n'ont presque aucun de ces caractères physiques.

Dans la deuxième quinzaine de février 1832, on a expérimenté les minerais espagnols dans le fourneau viennois; 38 charges consécutives ont été passées avec les mêmes soins que pour les minerais de Poullaouen: leur composition générale est représentée par

		kil.
15.275	kil. de minerai tenant p. 0/0 78 de plomb et 6 gr. de fin ou plomb.	11.914
120	de terre rouge siliceuse pauvre.	
40	de mattes ferrugineuses sulfurées.	
5.198	de vieille fonte de fer.	
Total 20.633	de matières contenant en plomb. .	11.914

On en a retiré :

269	barres de plomb, pesant.	11.114
9.025	kil. de mattes et scories à 3 p. 0/0 de plomb.	

D'où il résulte qu'on a retiré 72, 75 p. °/₀, et laissé dans les scories ou perdu par volatilisation : plomb, 800 kil.

Le travail a exigé 15 cordes de bois.

On se proposait encore de passer dans les fourneaux à manche bretons les crasses blanches du traitement au fourneau à réverbère; mais un malentendu les a fait mélanger avec d'autres matières plombeuses, et l'expérience finale est restée incomplète.

Je dois dire, en terminant, qu'il est bien probable qu'on n'eût pas obtenu de résultats semblables à ceux qui précèdent avant l'arrivée de

---

à Linarès, on obtient 120 arrobas de plomb pour 240 arrobas de minéral ou 50 p. 0/0.

A la fabrique de San Guillermo, près Bailen, 140 arrobas de plomb pour 240 arrobas de minéral ou un peu plus de 60 p. 0/0.

M. Juncker à Poullaouen. C'est aux perfectionnements introduits par cet ingénieur qu'on doit l'amélioration actuelle dans le travail de chacune des branches du service dont se compose ce grand établissement.

PRODUITS DES USINES DU DISTRICT DES ENVIRONS DE LINARÈS (1).

Usine de la Cruz.

	1838.		1839.		1838.	1839.
	A.	L.	A.	L.	K.	K.
Plomb.	109.767	5	34.574	2	1.262.312,80	397.601,82
Cuivre.	3.075	2	1.791	18	85.363,32	20.604,78

Usine de San Fausto.

	1838.		1839.		1838.	1839.
	A.	L.	A.	L.	K.	K.
Plomb.	128.314	17	56.194	23	1.475.618,82	646.241,58

Cette fabrique n'a travaillé que jusqu'en juillet, par suite d'événements survenus à la mine.

Usine de San Guillermo, près Bailen.

La mine est en grande partie ruinée.

	1838.	1839.	1838.	1839.
	A.	A.	K.	K.
Plomb.	—	180	—	20.700
Cuivre.	616	687	7.084	7.900

Usine de Casamayor, près Carolina.

A été fermée vers la fin de 1839.

	A.	L.	K.	
Elle a fourni en 1838	3.526	17	(40.556,82)	de plomb
Et en 1839	8.247	9	(94.840,91)	du même métal.

---

(1) *Anales de minas*, t. 2, Estado n° 5.

Notes d'essais exécutés sur quelques minerais des provinces de Grenade et d'Almeria.

1re Section. — Sierra de Gador.

Alcool de Hoja. — Galène à grandes facettes, feuilletée, vient du centre de la sierra de Gador, et principalement du canton dit Laloma del Sueno, se vend assez cher à Adra, comme Alquifouz (10 r.). L'arroba, c'est-à-dire

Plomb.	71 p. 0/0
Argent.	2 grammes p. 100 kil.

Alcool acerado. — Minerai de fusion. Galène à grains d'acier ou à facettes moyennes qui contient souvent de la chaux fluatée et de la chaux carbonatée. Elle est fondue dans les fourneaux à réverbère à l'anglaise de Saint-André près Adra et contient :

Plomb.	76,80 p. 0/0.
Argent.	5 grammes p. 100 kil.

Baranquillos de Berja. — Galène de toutes espèces, en galets, plus ou moins gros, exploités dans une alluvion moderne au pied de la sierra de Gador, non loin de Berja. Le minerai est fondu dans l'usine de Saint-André et renferme

Plomb.	75,95 p. 0/0.
Argent.	de 2 à 3 gr. p. 100 kil.

Minerai de la mine del Marquès. — Galène à facettes moyennes avec un peu de sulfate et de carbonate de plomb ; elle a été fournie par M. Kirkpatrick d'Adra ; essayée parce qu'on la disait riche en argent, elle a rendu :

Plomb.	70 p. 0/0.
Argent.	14 grammes p 100 kil.

2e Section. — Sierra de Benhaduz.

Minerai de la mine dite Virgen de la Piedad.

—Galène massive, d'une pureté remarquable, à grains très-fins, qui contient parfois un peu d'oxyde de fer, de plomb carbonaté et phosphaté ; elle est exploitée par M. Caracosa, pharmacien d'Almeria ; elle se vend mal. On la dit trop fusible, et coulant facilement sans rendre son plomb ; elle a rendu en moyenne :

Plomb.	78,85 p. 0/0.
Argent.	14 grammes par 100 kil.

Minerai de la mine dite Monterilla. — Cette mine, une des plus rapprochées d'Almeria, fournit de la galène à grains fins, massive. On l'exploite à l'extrémité orientale de la sierra de Benhaduz; elle contient un peu de plomb carbonaté et phosphaté, un peu d'oxyde de fer et un peu d'antimoine.

On en a retiré :

Plomb.	72 à 79 p. 0/0.
Argent.	18 grammes par 100 kil.

Garbillos de Benhaduz. — Les échantillons ont été pris sur un tas venant de plusieurs mines de la sierra de Benhaduz. La grosseur des morceaux varie beaucoup, mais elle ne dépasse pas celle d'un cube de deux centimètres sur chaque face. La gangue étant plus abondante, le double essai a été fait à une assez haute température.

Rendement :

Plomb.	60 p. 0/0.
Argent.	32 grammes par 100 kil.

3e Section. — Sierra de Baza.

Garbillos de Baza. — Galène en général à grains fins, apportée aux fonderies d'Almeria en morceaux pareils aux garbillos de Benhaduz ; elle contient des parties quartzeuses et calcaires. Le terrain qui la renferme est, dit-on, schisteux ; on y a reconnu :

Plomb.	73,67 p. 0/0.
Argent.	22 grammes par 100 kil.

4e Section. — Sierra Albamilla.

Minerai de la Cuesta de las Tejas.— Galène à grains moyens de couleur terne; elle forme une sorte de poudingue à pâte de chaux carbonatée et de baryte sulfatée; elle a été prise dans le magasin de la fonderie de M. Spencer, à trois quarts de lieue d'Almeria.

Plomb.	68 à 70 p. 0/0.
Argent.	88 à 90 grammes par 100 kil.

Une bournonite de la même sierra, qui m'a été remise par don Mariano Velasco, a rendu de 8 à 10 pour 0/0 de cuivre. Scorifiée après grillage, on en a retiré un bouton d'argent, représentant une trace insignifiante.

5e Section. — Cap de Gate.

Plomb carbonaté, à la fois massif et caverneux, contenant des parties gris noirâtre, semblables à du sulfure d'argent terreux, et un peu de sulfure de plomb; il a été apporté sans désignation spéciale de localité.

Plomb.	
Argent.	282 grammes par 100 kil.

Galène du cap de Gate venant, dit-on, d'un gisement peu éloigné du précédent; elle est en grande partie mélangée de plomb sulfaté et du plomb carbonaté précédent.

Renferme :	Plomb. . . .	68 à 70 p. 0/0.
	Argent. . . .	59 à 60 grammes par 100 kil.

J'ignore si les deux minerais précédents viennent exactement du cap de Gate, ou s'ils n'ont pas été pris un peu au delà. Toujours est-il qu'il semble résulter des essais un enrichissement de teneur en fin dans les minerais d'Andalousie, à mesure qu'on passe de la partie la plus occidentale à la plus orientale.

NOUVELLE POMPE ALIMENTAIRE

Des chaudières à vapeur.

Par M. BOISSE.

Rien n'est changé dans le corps de pompe, qui est comme à l'ordinaire à piston plein, et dont la capacité doit être assez grande pour aspirer à chaque coup de piston une quantité d'eau un peu supérieure à celle qui serait rigoureusement nécessaire pour compenser la dépense de vapeur.

Le robinet d'aspiration est supprimé, de sorte que la pompe aspire à plein tuyau, et le remplit à chaque coup de piston. Un robinet R, à double effet, placé entre les soupapes S, S' d'aspiration, et de refoulement (*Pl. VII*, *fig.* 8), permet de régler l'injection, en conduisant à volonté l'eau refoulée dans la chaudière ou dans la bâche.

Le robinet régulateur et les soupapes sont renfermés dans une boîte représentée en projection verticale, en plan et en coupe, dans les *fig.* 6, 7, 8 et 9. Le tuyau T communique avec le corps de pompe; T' conduit à la chaudière; et T'' à la bâche ou au réservoir alimentaire.

Pendant que le piston monte, le robinet R doit avoir la position indiquée *fig.* 9. La communication est alors interceptée entre la chaudière et le

corps de pompe, tandis que l'eau de la bâche peut affluer par ce même corps de pompe, soit en passant à travers les ouvertures o'' o du robinet, soit par le tube latéral t et la soupape d'aspiration S. — Lorsque le piston arrive à l'extrémité supérieure de sa course, une came fixée sur la tige vient soulever la clef L du robinet, et fait tourner celui-ci de gauche à droite, de manière à lui donner la position *fig.* 8, position dans laquelle il reste maintenu par un arrêt à détente l s; la communication est alors rétablie entre la pompe et le générateur, tandis qu'elle est interrompue entre la pompe et la bâche; l'eau refoulée doit donc pénétrer dans la chaudière; mais une deuxième came portée par la tige du piston vient en descendant butter contre le levier l qui fait jouer la détente du robinet; celui-ci est aussitôt ramené dans la position (*fig.* 9), par un contre-poids suspendu à l'extrémité de la clef L, et pendant le reste de la course, le refoulement a lieu dans la bâche.

Il résulte des dispositions que je viens d'indiquer, qu'il y a dans la descente du piston, deux temps distincts, dont l'un seulement, le premier, est employé d'une manière utile pour l'injection. Si sa longueur était constamment la même, c'est-à-dire si la position relative des cames et du levier de déclic était invariable, la quantité d'eau injectée à chaque coup de piston devrait nécessairement rester constante; mais si l'on fait varier la longueur de la partie utile de la course du piston, de manière à l'augmenter quand le niveau de l'eau baisse dans la chaudière, à la diminuer lorsque le même niveau s'élève, l'on pourra

arriver ainsi à obtenir un état permanent d'équilibre entre la vapeur dépensée et l'eau affluente dans la chaudière. Ce résultat peut être obtenu par un mécanisme bien simple, qui fait dépendre la position du levier de détente *l* de celle du flotteur, élevant le levier lorsque le flotteur monte, l'abaissant lorsque le flotteur descend.

L'arrêt destiné à maintenir le robinet dans la position indiquée *fig.* 8, pendant la première partie de la descente du piston, est formé par un levier *l* dont l'extrémité s'engage dans une petite entaille de segment *s* (*fig.* 6, 7), liée à la clef du robinet. Le levier *l* dégrène, par un mouvement horizontal, autour de l'axe *a*; mais la queue de ce levier, qui doit recevoir l'impulsion de la came, peut exécuter en outre un mouvement vertical au moyen d'une charnière *c* : la hauteur à laquelle la came viendra frapper le levier, pour faire jouer la détente, et par conséquent la longueur de la course utile du piston dépend évidemment de la position du levier *l* au-dessus ou au-dessous de la ligne horizontale; il suffira donc de lier l'extrémité du levier *l* au levier du flotteur, à l'aide d'une série de tringles et de leviers, ou par une simple chaînette passant sur des poulies de renvoi, pour faire dépendre de la position du flotteur, la quantité d'eau injectée par chaque coup de piston.

Le but de cette note étant de donner seulement une idée générale de l'ensemble de ma nouvelle pompe, je dois, afin d'éviter des longueurs inutiles, supprimer tous les détails de construction nécessaires pour augmenter la sensibilité du flotteur et faciliter sa réaction sur le levier de dé-

tente; pour fixer la position des axes et des leviers; pour obtenir enfin toute la précision possible dans le jeu du robinet régulateur.

NOTE

Sur une nouvelle machine à vapeur anglaise, dite *machine à disque.*

Par M. E. DE HENNEZEL, Ingénieur des mines.

La machine à vapeur à disque (*disc-steam-engine*) présente un mode nouveau d'utiliser la force expansive de la vapeur. Le mécanisme en est ingénieux et simple. L'extension rapide que l'emploi de cette machine a déjà prise en Angleterre, atteste d'ailleurs qu'elle offre, dans beaucoup de cas, des avantages réels sur les machines ordinaires. La fabrique de MM. Davies et compagnie, propriétaires du brevet d'invention, est aujourd'hui un des établissements industriels de Birmingham les plus intéressants à visiter.

Description de la machine.

Les *fig.* 1 et 2 (*Pl. VII*) présentent la coupe et l'élévation d'une machine à disque de la force de vingt chevaux. L'espace dans lequel agit la vapeur est le volume engendré par une portion de secteur *abdc* (*fig.* 3), tournant autour de l'axe *zz'*; il est donc limité par deux surfaces coniques A,B, par une surface annulaire *cdgh*, et par une sphère *abef*. Cette sphère, qui est mobile, porte un disque *dg* auquel la vapeur imprime un mouvement tel, que la tige *ot*, perpendiculaire au disque, décrit une surface conique, et communique, par l'intermédiaire de la manivelle *st*, un mouvement de rotation à l'axe principal *sz*. La distance des deux cônes A,B est déterminée par l'épaisseur du disque, de manière que celui-ci

soit toujours tangent aux deux cônes, suivant les deux arêtes parallèles et opposées, intersections de leur surface et du plan *toz*. Dans le mouvement qui se produit, chaque rayon d'une face du disque vient, à chaque révolution, s'appliquer sur la même arête du cône de même côté. Une cloison fixe *mn*, placée entre les deux cônes et la surface annulaire, traverse le disque, lequel présente, à cet effet, une fente laissant assez de jeu de part et d'autre de la cloison, pour qu'il y ait communication entre les espaces situés des deux côtés du disque.

Dans la *fig.* 4, qui est une projection sur un plan perpendiculaire à l'axe zz', KB est la cloison fixe, et KCGD le disque. Les orifices BC, BD, ménagés dans l'enveloppe annulaire, servent respectivement à l'introduction et à l'émission de la vapeur.

Considérons la position où le disque est tangent au cône inférieur suivant AF, et au cône supérieur suivant AI. La vapeur entrant par BC remplit, sous le disque, l'espace CEF limité par le contact avec le cône inférieur; et, sur le disque, l'espace CFHI limité par le contact avec le cône supérieur. La communication avec le tube d'émission a lieu, au-dessus du disque, pour l'espace DI, et, au-dessous du disque, pour l'espace DIF. Par conséquent, la vapeur de la chaudière presse également les deux faces du secteur CAF; la condensation ou l'émission s'opère de part et d'autre du secteur DAI; le demi-cercle FHI est soumis, sur le disque, à la pression de la vapeur de la chaudière; sous le disque, à la pression de la vapeur qui s'échappe, et la différence de ces deux pressions tend à faire basculer le disque vers le cône inférieur, du côté H.

Un effet analogue se produit dans toutes les positions du disque, qui devient ainsi successivement tangent à toutes les arêtes des cônes, et fait parcourir une surface conique à la normale, dont l'extrémité donne le mouvement à la manivelle.

Afin d'empêcher le passage de la vapeur au delà des arêtes de contact, et de satisfaire en même temps à une condition importante sur laquelle je reviendrai plus bas, la surface du disque est armée dans le sens des rayons de cannelures saillantes qui engrènent avec des saillies de même forme, placées à la surface des deux cônes. De cette manière, le contact a toujours lieu suivant deux ou trois dents à la fois, et, lorsqu'il se produit dans le plan BAG, il y a en même temps une saillie qui engrène en AC ou en AD, et qui empêche la vapeur de parcourir librement l'espace CGD.

Sur la circonférence du disque, une garniture métallique à ressorts établit le contact avec la surface annulaire, par une disposition analogue à celle des garnitures des pistons ordinaires.

Les vides *a*,*b*,*c*,*d*, (*fig.* 1) sont des boîtes à étoupes qu'on lubrifie constamment, et dans lesquelles agissent des vis de pression, de manière à éviter les fuites de vapeur, à la surface du joint sphérique.

Calcul de la force transmise à l'axe de rotation.

Je calculerai d'abord la force transmise à l'arbre principal de la machine, en supposant que le disque roule sur les deux cônes sans qu'il y ait de glissement.

Dans la position représentée par la *fig.* 5, le disque est tangent aux cônes suivant les arêtes OA, OD; il y a équilibre entre les pressions qui s'exercent sur les deux faces des secteurs AON, NODE; la demi-surface ABD du disque est pressée, au-

dessus, par la vapeur à la tension de la chaudière, et, au-dessous, par la vapeur du conduit de l'émission.

Soient p la différence de ces deux pressions pour l'unité de surface;

P la différence des pressions pour la surface ABC;

i l'angle constant LOC que la tige OL, normale au disque, fait avec l'axe OC :

$$i = LOC = OAK = \tfrac{1}{2} MON.$$

Soit encore $OA = R$, $CL = r$, $OL = l$.

D'après ces relations, l'on a d'abord :

$$P = \tfrac{1}{2} p \pi R^2.$$

La pression étant égale sur tous les éléments du demi-cercle ABD, le centre de pression G est au centre de gravité de cette surface, en sorte que le bras de levier de la force P est donné par la relation :

$$OG = \frac{4R}{3\pi}.$$

Soit q la force qu'il faut appliquer au bouton de la manivelle pour faire équilibre à la force P. Pour la déterminer, concevons un petit déplacement dans le sens du mouvement; appelons s l'arc GG' que décrit le point G dans la direction de la force P, normale au disque, et s' l'arc LL' parcouru par le bouton de la manivelle. D'après le principe des vitesses virtuelles, l'on a :

$$Ps - qs' = 0;$$

d'où

$$q = \frac{s}{s'} P = \frac{s}{s'} \cdot \frac{p\pi R^2}{2}.$$

Or, dans le petit mouvement de rotation autour de l'arête OA, tous les rayons partant du point O

décrivent des angles égaux ; donc GOG' = LOL',
et par conséquent

$$\frac{s}{s'} = \frac{OG}{OL} = \frac{4R}{3\pi l},$$

et

$$q = \frac{2pR^2}{3l}.$$

Le triangle COL donne

$$r = l \sin. i$$

Multipliant membre à membre les deux équations précédentes, l'on obtient la formule

$$qr = \tfrac{2}{3} pR^3 \sin. i \qquad (1)$$

qui est l'expression du moment de la force transmise au bouton de la manivelle.

Il est facile de reconnaître que, dans l'hypothèse admise, la force qui tend à produire la rotation est la même que si la vapeur agissait sur un piston, égal en surface à la cloison MON, et mobile autour de l'axe CK. Soit en effet, P' la différence des pressions qui s'exercent sur les deux faces de cette cloison ; S l'arc MN ; c la corde MN, l'on a :

$$\text{Surface MON} = \frac{RS}{2},$$

et

$$P' = \frac{pRS}{2}.$$

Le point d'application g de la force P' est le centre de la gravité du secteur, l'on a donc

$$Og = \frac{2cR}{3S};$$

en mettant pour c sa valeur, $c = 2 R \sin. i$, l'on obtient

$$Og = \frac{4R^2 \sin. i}{3S},$$

et le moment de la force de rotation sera exprimé par

$$P' \times Og = \tfrac{2}{3}\, p\, R^3 \sin.\, i,$$

valeur égale à celle du moment qr trouvée plus haut.

Dans le calcul précédent, j'ai supposé que le disque roulait sur les deux cônes sans glissement, et que le mouvement virtuel se faisait autour de l'arête AOD comme charnière. Les choses ne se passent pas d'une manière tout à fait aussi simple.

La circonférence du disque est $2\pi R$, celle de la base du cône est $2\pi R \cos.\, i$; si donc le disque s'appliquait sans glissement sur les cônes, il arriverait qu'à la fin de chaque révolution du disque une partie de sa circonférence viendrait recouvrir une seconde fois un arc de la base du cône égal à $2\pi R\, (1 - \cos.\, i)$. Mais la construction de la machine, la position nécessairement fixe de la cloison MON, exigent que le disque ne tourne pas ainsi autour de l'axe, et que les mêmes rayons viennent toujours s'appliquer sur les mêmes arêtes des cônes. Il faut, pour cela, que chacun des centres de pression s'abaisse à son tour de manière à ne pas sortir de son plan vertical GOK, et, par conséquent, en même temps que la force P tend à lui faire décrire l'arc GG' (dans un plan normal au disque), il faut qu'une disposition particulière engendre une résistance équivalente à la force qui lui ferait décrire l'arc G'G'' (G'' étant dans le plan vertical GOK), de manière que le déplacement réel soit $GG'' = s$. Or l'angle $G'GG'' = i$; la vitesse virtuelle du point G est donc $s_{,} \cos.\, i$, et l'équation d'équilibre devient

$$Ps_{,} \cos.\, i - qs'_{,} = 0,$$

donc

$$q=\frac{s_1}{s'_1}\text{P}\cos.\, i=\frac{\text{OG}}{\text{OL}}\text{P}\cos.\, i=\frac{4\text{R}}{3\pi l}\cdot\frac{p\pi\text{R}^2}{2}\cdot\cos.\, i\,,$$

$$q=\frac{2p\text{R}^3\cos.\, i}{3l}\,;$$

d'ailleurs $r=l\sin.\, i$,

donc $qr=\frac{2}{3}\,p\,\text{R}^3\sin.\, i\cos.\, i$ (2)

ce qui peut aussi se mettre sous la forme

$$qr=\tfrac{1}{3}\,p\text{R}^3\sin.\, 2i=\tfrac{1}{3}p\text{R}^3\sin.\, 2\,\alpha \quad (3)$$

α étant le demi-angle au sommet du cône, complément de l'angle i.

Enfin, si l'on appelle ρ le rayon de la sphère, et qu'on tienne compte de l'espace qu'elle occupe dans la chambre à vapeur, l'on trouve par un calcul tout à fait analogue au précédent, que le moment de la force qni tend à produire la rotation autour de l'axe CZ est exprimé par l'équation

$$qr=\tfrac{1}{3}p\,(\text{R}^3-\rho^3)\sin.\, 2i.$$

En comparant la seconde valeur (2) à celle qui avait été trouvée plus haut (1), l'on voit que par l'effet du glissement, le moment de la force transmise à l'axe CZ est diminué dans le rapport de 1 à cos. i; il y aurait donc avantage, sous ce rapport, à faire l'angle i très-petit. Mais, d'un autre côté, à mesure que i diminue, la force imprimée à la tige normale au disque se transmet avec moins d'avantage à la manivelle. Étant donnés p et R, la formule (3) montre que le maximum de qr s'obtiendrait en faisant

$$i=\alpha=45^\circ.$$

Cette valeur de i est une limite supérieure que l'on ne peut pas atteindre dans l'exécution : la condition nécessaire de faire passer la normale au

disque dans l'intérieur du cône et l'épaisseur des pièces exigent que l'on prenne $\alpha > i$. D'après les plans communiqués, les constructeurs paraissent avoir adopté pour i une valeur d'environ 23° ; ce qui donne pour α, 67°.

La disposition particulière, qui produit le petit mouvement rétrograde de glissement, consiste dans la forme des cannelures saillantes dont j'ai déjà parlé ; elles sont en nombre égal sur chaque cône et sur la face correspondante du disque ; mais elles sont un peu plus espacées sur celui-ci, de manière que le mouvement de chaque point ait lieu sans qu'il sorte du plan passant par CK. Pour diminuer l'effet nuisible de la résistance qui naît de ce mouvement, l'on donne un peu plus d'épaisseur à la circonférence qu'au centre du disque, ce qui est d'ailleurs avantageux pour que l'on puisse placer la garniture à ressorts, sans que la pièce entière ait une épaisseur inutile dans la partie centrale.

Frottements.

Les frottements à considérer, dans cette machine, en faisant abstraction de ceux qui se rapportent aux organes de transmission du mouvement, sont :

1° Le frottement qui a lieu dans le joint sphérique ;

2° Celui qu'exerce la garniture du disque sur la surface annulaire ;

3° Les frottements qui se développent au contact des dents.

Comparaison avec les machines ordinaires.

Les deux premiers sont assez faibles et comparables à ceux qui se produisent, pour les machines à mouvement alternatifs, dans la boîte à étoupes et à la circonférence du piston. Le troisième, qui est analogue à l'*arc-boutement* des

roues dentées, n'a pas d'équivalent dans les machines ordinaires. Mais si, d'une part, les pertes de force qui résultent de cette cause et de l'obliquité de l'action de la vapeur par rapport à la direction du mouvement, tendent à faire regarder la machine à disque comme inférieure, pour l'économie de la force, aux machines à piston; celles-ci ont, de leur côté, le désavantage d'occasionner d'autres pertes par les changements de direction du mouvement de la tige, par l'espace nuisible que le piston laisse à la fin de chaque course et par une plus grande complication nécessaire pour la transmission de la force motrice. Il serait donc très-difficile de déterminer *à priori* quelle est celle de ces machines qui utilise le mieux la force expansive de la vapeur; il faut recourir à des expériences comparatives, et je rapporterai plus loin quelques-uns des résultats qui ont été obtenus.

Si l'on compare, sous d'autres rapports, la machine à disque aux machines ordinaires, l'on reconnaît que dans des circonstances données, la première pourra mériter la préférence par les qualités suivantes qui lui sont propres :

1° Elle est d'un poids faible, ce qui permet de la déplacer et de la transporter facilement et à peu de frais, et la rend d'un usage commode pour les travaux temporaires d'extraction et d'épuisement. Le poids d'une machine de 20 chevaux est d'environ 2 1/2 tonnes anglaises (2,540 kil.).

2° Elle occupe très-peu de place, d'où résulte une économie notable sur les frais de fondations, de bâtiments, etc., et, en même temps, une convenance particulière pour les ateliers des villes. Dans la fabrique même de ces machines à Bir-

mingham, une machine à disque de la force de 12 chevaux est établie sur la charpente ordinaire d'un premier étage. Elle y occupe un espace d'environ six pieds de longueur sur trois pieds de largeur, et fonctionne avec une grande régularité, sans produire de secousses ni d'ébranlement. Le poids de cette machine est d'environ 30 quintaux (1524 k.).

3° La grande vitesse que la machine peut imprimer directement à l'arbre de couche sera, dans beaucoup de cas, très-favorable pour le travail auquel on l'appliquera et évitera alors l'emploi de roues d'engrenage.

4° Enfin, et ce point mérite particulièrement d'être signalé, le prix des machines à disque est très-inférieur à celui des machines ordinaires de même force.

Résultats de quelques expériences.

Quelques expériences ont été faites par M. Josiah Parkes, ingénieur civil, dans le but de déterminer la tension de la vapeur qui agit comme résistance, le travail effectif que l'on peut obtenir d'une machine donnée, et la dépense en combustible comparée à celle des machines ordinaires. Voici les principaux résultats consignés dans le rapport de M. Parkes, en date du 20 janvier 1841.

Dans une machine sans condenseur, où la vapeur agissait avec une pression de 24 livres par pouce carré ($1^k,687$ par cm^2, environ 1 1/2 atmosphère); au-dessus de la pression de l'atmosphère, la tension de la vapeur sur la face opposée du disque a été trouvée n'excéder la pression atmosphérique que de 0,2 de livre par pouce carré ($0^k,014$ par cm^2) (1).

(1) 1 livre = $0^{k.},45341$.
1 pouce = $2^{c.m.},54$.
1 pouce carré = $6^{c.m.^2},45$.

L'expérience suivante a été faite sur une machine qui était employée depuis plus de six mois à l'extraction de la houille, sur la mine de Corbyn's Hall, près Dudley. Il s'agissait de constater la force des différentes parties de la machine, et de reconnaître si l'on pourrait lui faire produire un travail plus grand que celui de sa force nominale. Cette machine, dont le disque a 24 pouces (0m,61) de diamètre, a été vendue pour la force de 12 chevaux. La moyenne de plusieurs essais a été qu'un poids de 3,920 livres, suspendu à la chaîne d'extraction, a été élevé en une minute à la hauteur de 210 pieds (1,777 k. à 64 m.), la tension de la vapeur ne dépassant la pression atmosphérique que de 38 1/2 livres par pouce carré (2^k,706 par cm^2, environ 2 1/2 atmosphères). Cet effet utile équivaut, d'après l'unité usuelle, à la force de 25 chevaux (25 1/4 chevaux-vapeur, unité française), sans compter la force très-considérable employée à vaincre des résistances passives. En produisant ce travail, la machine n'a nullement souffert, et son mouvement paraissait aussi uniforme que pour l'extraction habituelle. Ce résultat est très-satisfaisant; pour l'obtenir avec une machine où l'action de la vapeur serait intermittente, il faudrait un volant d'un grand poids; l'expérience prouve donc que le principe d'après lequel la force de la vapeur est employée dans la machine à disque, n'exige qu'un faible secours pour rendre uniforme le moment de la puissance.

Afin de comparer la machine à disque aux machines ordinaires, sous le rapport de la dépense en combustible, M. Parkes a constaté, pour une machine de la force nominale de 12 chevaux en

activité depuis plus de sept mois, les quantités d'eau évaporée et de vapeur consommée par heure, en tenant compte de la capacité de la chambre à vapeur, du nombre des révolutions faites en une heure et de la tension de la vapeur dans l'espace où elle agit. La comparaison établie de cette manière (1), a l'avantage d'être indépendante de la qualité du combustible et de la construction plus ou moins convenable de l'appareil évaporatoire : fourneau et chaudière. Ces recherches ont constaté que *la force effective, produite par une quantite donnée de vapeur, est plus grande pour la machine à disque que pour aucune machine ordinaire, travaillant dans les mêmes circonstances*, c'est-à-dire à la même pression et sans condenseur.

« Dans tous les cas, ajoute M. Parkes, où l'éco- » nomie de l'espace et de la dépense première sont » plus à considérer que l'économie du combusti- » ble, je suis convaincu qu'on doit employer de » préférence la machine à disque, et qu'une telle » machine, même sans condenseur, et travaillant » à une pression qui excède la pression atmosphé- » rique de 30 à 40 livres par pouce carré (ce qui » équivaut à une pression totale de $3^k,142$ à » $3^k,845$ par cm^2, environ 3,0 à 3,7 atm.) n'exige » pas plus de combustible que les meilleures ma- » chines ordinaires à condenseur et sans déten- » te (2). — Dans les circonstances où l'économie

(1) Voir *Transactions of the Institution of civil Engineers*, tome 3.

(2) Les fabricants indiquent une consommation de 9 à 10 livres (4 à $4^k,5$) de houille, par force de cheval et par heure.

» du combustible est très-importante, je pense » qu'il conviendra d'appliquer le principe de la » détente aux machines à disque, système pour » lequel leur construction offre de grands avan» tages puisque la détente peut y être portée à la » dernière limite, sans nuire à l'uniformité du » mouvement. »

M. Parkes ne doute pas que la machine à disque, à cause de sa simplicité, de son faible poids et du peu de place qu'elle occupe, n'offre de grands avantages pour la navigation à vapeur. Enfin, il la considère aussi comme devant très-bien convenir pour la traction sur les chemins de fer, tant à cause des qualités indiquées plus haut, que par sa nature rotative et par la facilité avec laquelle elle s'appliquerait à cette importante destination.

Toutefois, il n'avait encore été fait aucun essai de ce genre lorsque j'ai visité les ateliers de Birmingham. Parmi les machines les plus remarquables qui étaient alors en construction, je citerai une machine soufflante de la force de 30 chevaux, dans laquelle l'appareil soufflant est une chambre à disque entièrement semblable à celle où agit la vapeur. Je citerai aussi une machine portative établie avec sa chaudière, sur une charrette à un cheval, et destinée à être conduite de ferme en ferme pour le criblage du grain, etc. Mais ce qui n'est peut-être pas moins remarquable que l'invention même de la machine à disque, ce sont les appareils ingénieux que l'on a établis pour en fabriquer les différentes pièces. Ces appareils possèdent à un haut degré les qualités d'*un outillage bien approprié au travail* que l'on a si souvent l'occasion d'admirer dans les ateliers industriels de l'Angleterre. C'est par la précision avec

laquelle ils donnent à chaque pièce la forme la plus convenable à sa destination, que les inconvénients du principal frottement sont si fortement atténués.

Le prix des machines de plus de dix chevaux de force est de 10 livres sterling par force de cheval, pour les machines sans condenseur, et de 20 liv. st. avec condenseur. Les mêmes machines, lorsque toutes les pièces en sont polies, coûtent respectivement 12 et 24 liv. st. par force de cheval, non compris les chaudières, tubes à vapeur, etc. Voici, au surplus, pour plus de détails et comme un exemple des tarifs anglais, le tableau des conditions auxquelles MM. H. Davies et compagnie fournissent les machines sans condenseur, du travail qu'ils s'engagent à faire produire pour chaque force nominale, et du prix auquel ils se chargent d'établir les fondations et le bâtiment de la machine, non compris les frais de pose et la construction de la cheminée (1).

---

(1) 1 tonne = 1.015k.,65.
1 yard = 36 pouces anglais = 0m., 9144.
1 livre sterling = 25 fr. 21 c. (au pair).

Force nominale, chevaux.		8	12	16	20	30
		m.	m.	m.	m.	m.
Dimensions de la machine.	longueur, mètres.	1,30	1,70	2,13	2,13	2,51
	largeur. »	0,69	0,79	0,86	1,02	1,17
	hauteur. »	0,76	0,86	0,86	1,02	1,17
Effet utile que doit produire la machine.	*1° Employée à l'extraction seule.*					
	Elle doit élever par minute :					
	1 tonne à la hauteur de. . . . (yards).	40	60	80	»	»
	2 tonnes à la hauteur de. . . . »	»	»	»	60	1,00
	2° Employée à l'extraction et à l'épuisement.					m
	Elle doit élever par minute :					
	1 tonne à la hauteur de, yards.	»	40	60	60	100
	et activer, à la vitesse ordinaire, une pompe d'un diamètre de, pouces.	»	8	8	10	10
	tirant l'eau de la profondeur de, yards.	»	60	60	60	120
	3° Employée à l'épuisement seul.					
	Elle doit activer un système de pompes d'un diamètre de, pouces.	»	»	»	»	10
	tirant l'eau de la profondeur de, yards.	»	»	»	»	200
	En mesures françaises (pour l'extraction).					
	Kilogr. élevés à 1m par ″.	619	929	1238	1858	3095
	chevaux-vapeur de 75 km. ″.	8,25	12,38	16,50	24,50	41,27
Prix de vente.						
Machine complète. L. st.		96	120	160	200	300
Chaudières, tubes, soupapes, grille, etc.		36	53	60	90	110
Appareil d'extraction (winding apparatus) non compris le tambour et la chaîne. L. st.		45	50	50	62½	90
TOTAL.		177	223	270	352½	500
La dépense pour les fondations de la machine, pour le bâtiment et pour ces piliers portant l'axe de rotation (le mille de briques étant compté à 2 L. st.), n'excédera pas L. st.		20	25	30	30	40
TOTAL.		197	248	300	384½	540

Aux avantages déjà signalés, en faveur des machines à disque, les constructeurs assurent que l'on doit ajouter encore les suivants : moins de chances de dérangement et une dépense, en frais d'entretien et de réparations, moindre que pour les machines ordinaires. Peut-être une expérience plus longue est-elle encore nécessaire pour que l'on puisse juger exactement de la destruction produite par le frottement, et pour que l'on sache sur combien d'années l'on aura à répartir la dépense occasionnée par le remplacement des pièces principales, lesquelles seront d'un prix d'autant plus élevé, qu'à raison de leur forme particulière, il serait difficile de se les procurer ailleurs qu'à la fabrique même des machines à disque.

Depuis que la notice qui précède est rédigée, j'ai appris de M. Combes que depuis longtemps déjà un brevet d'invention a été accordé à un mécanicien français pour une pompe rotative, dont la construction offre la plus grande analogie avec celle de la machine à disque. Cette dernière machine n'aurait donc de nouveau que son emploi comme machine à vapeur.

L'on fabrique maintenant à Paris deux sortes de machines à vapeur rotatives qui diffèrent essentiellement de la machine *à disque* : ce sont la machine *à valve* de M. Pecqueur, et la machine dite *à émission* de Staite. Dans la première, la pression de la vapeur imprime un mouvement continu à une sorte de piston tournant dans un espace annulaire ; la communication directe, entre

les orifices d'entrée et de sortie de la vapeur, est empêchée par une cloison ou *valve*, qui est disposée de manière à se replier, pour livrer passage au piston à la fin de chaque révolution. La seconde est un véritable éolipyle; ce qu'elle offre de plus remarquable, comme détail d'exécution, c'est la disposition adoptée pour prévenir les fuites de vapeur, dans l'assemblage de l'axe creux et mobile avec la tubulure qui donne entrée à la vapeur.

De ces trois machines rotatives, la machine à émission est celle dont la construction est la plus simple et paraît la moins sujette aux dérangements; mais il est probable, à raison du mode d'action de la vapeur, qu'elle exige une plus forte consommation de combustible que chacune des deux autres. Toute trois possèdent, au surplus, les principales qualités que j'ai indiquées pour la machine à disque, et, dans beaucoup de cas, elles pourront être préférées aux machines à mouvement alternatif, tant à cause de la facilité avec laquelle on peut les transporter tout d'une pièce et les établir presque sans frais de fondations, qu'à cause du peu de place qu'elles occupent, de leur prix moins élevé et de la grande vitesse qu'elles peuvent imprimer directement à un axe de rotation, sans l'intermédiaire de roues d'engrenage.

DESCRIPTION

*de l'*ARSÉNIO-SIDÉRITE, *nouvelle espèce d'*ARSÉNIATE DE FER.

Par M. DUFRENOY, Ingénieur en chef des mines

On a trouvé, vers le milieu de l'année dernière, dans l'exploitation dite de *la pierre*, dépendante de la mine de manganèse de Romanèche, située dans le département de Saône-et-Loire, une substance concrétionnée fibreuse, d'un brun jaunâtre, qu'on a cru, au premier abord, appartenir à une espèce particulière de manganèse. M. Lacroix, pharmacien de Mâcon, qui a reçu les premiers échantillons de ce minéral, acquit bientôt la conviction, d'après ses caractères extérieurs et par quelques essais qu'il lui fit subir, qu'on devait regarder cette substance comme nouvelle; il eut la complaisance de m'en adresser plusieurs échantillons, en m'invitant à en examiner la composition.

L'analyse que j'en ai faite m'ayant appris que cette substance est composée principalement d'acide arsénique et de fer, je lui ai donné le nom d'*arsénio-sidérite*, qui rappelle sa composition générale.

L'*arsénio-sidérite* forme des masses concré-

tionnées fibreuses adhérentes sur la surface des tubercules de manganèse. Ses fibres larges et distinctes peuvent se séparer comme celles de l'asbeste dure. Il ressemble par son aspect général et sa couleur à l'or mussif. Il est très-tendre, s'écrase entre les doigts et tache le papier; lorsqu'on le porphyrise, sa poussière empâte le pilon. Sa couleur est alors d'un jaune brun, plus foncé que l'hydrate de fer.

La pesantenr spécifique de l'arsénio-sidérite est de 3,520 : soluble presque immédiatement à chaud dans l'acide nitrique ou dans l'acide muriatique, il se dissout lentement dans ces acides à froid; il faut alors environ 24 heures pour que l'attaque en soit complète.

L'arsénio-sidérite fond en émail noir avec une odeur arsenicale faible qui se développe par l'addition d'une certaine quantité de soude : chauffée fortement dans le tube à essai, on voit l'eau se dégager; la couleur de la substance se rembrunit par cette calcination.

J'ai fait deux analyses de l'arsénio-sidérite, la première sur 1 g., la deuxième sur 1g,62. J'ai dissous la substance dans de l'eau régale faible, puis j'ai séparé la silice par l'évaporation à siccité. J'ai ajouté successivement à la liqueur provenant du lavage de la silice, de l'ammoniaque et de l'oxalate d'ammoniaque, réactifs qui ont précipité l'arséniate de fer, puis la chaux.

Les liqueurs contenant les sels ammoniacaux des deux analyses ont été réunies pour y faire la recherche des alcalis.

L'arséniate de fer de chacune des analyses a été

pesé séparément ; j'en ai cherché ensuite la composition de la manière suivante :

Après l'avoir dissous dans l'acide hydro-chlorique, j'ai fait bouillir la liqueur arsenicale avec de l'acide sulfureux, qui a transformé l'acide arsénique en acide arsénieux, état sous lequel il se précipite plus facilement par l'hydrogène sulfuré : après cette opération, je l'ai soumis à un courant de ce gaz, qui a donné de l'orpiment. Et afin que la précipitation fût complète, j'ai laissé digérer la liqueur jusqu'à ce que l'odeur ait disparu.

Pour obtenir le fer, j'ai ajouté à la liqueur de l'acide nitrique, qui a suroxydé le métal que j'ai précipité ensuite au moyen de l'ammoniaque.

J'avais pesé l'orpiment, mais craignant qu'il ne contînt du soufre en excès, produit par la décomposition d'une certaine quantité d'hydrogène sulfuré, j'ai fait l'analyse de ce sulfure ; je me suis servi pour l'exécuter de la méthode de M. Berthier. J'ai traité l'orpiment par l'acide nitrique lorsque la dissolution a été complète. Puis après avoir séparé le soufre en grumeaux, j'ai ajouté un poids déterminé de fil de fer bien décapé ; lorsque le métal a été complétement dissous, j'ai versé de l'ammoniaque qui a précipité à la fois l'arséniate de fer et l'oxyde de fer en excès.

Le poids du précipité, diminué du poids de l'oxyde de fer introduit, m'a donné la quantité d'acide arsénique correspondant à l'orpiment.

Il me restait à m'assurer si l'arsénio-sidérite contenait du manganèse. Comme je savais, par des essais préliminaires, que cet oxyde ne pouvait y exister qu'en fort petite quantité, j'ai réuni

le fer des deux analyses et j'ai séparé le fer du manganèse par le succinate d'ammoniaque. Malheureusement ce sel était un peu acide, de sorte que la liqueur est restée légèrement colorée, et que le manganèse obtenu doit contenir encore une faible proportion de fer.

Enfin, la recherche de l'eau a été faite directement.

Ces analyses m'ont donné les résultats suivants :

Analyse de la substance de Romanèche.

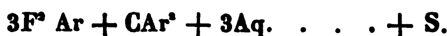
	Sur 1 gram.	Sur 1g,62.	Sommes des 2 analyses	En 100èmes.	Oxygène.	
Acide arsénique. .	0,316	0,561	0,897	34,26	11,89	5
Oxyde de fer. . .	0,424	0,692	1,116	41,31	12,66	6
* Oxyde de mangan.	» »	» »	» »	1,29	0,39	
Chaux.	0,085	0,136	0,221	8,43	2,36	1
Silice.	0,040	0,066	0,106	4,04	2,10	1
* Potasse.	0,008	0,012	0,020	0,76	» »	»
* Eau.	0,087	0,142	0,229	8,75	7,99	3
	0,960	1,609	2,589	98,84		

Les substances précédées d'un astérisque ont été obtenues une seule fois. L'acide arsénique a été calculé d'après la seconde analyse; le résultat de la première est visiblement trop faible.

La composition de l'*arsénio-sidérite*, différente des arséniates de fer connus, est d'accord avec

les caractères extérieurs de ce minéral pour le faire regarder comme une substance nouvelle qui doit prendre rang dans la classification minéralogique.

On peut la représenter par la formule suivante :



$$3F^2 Ar + CAr^2 + 3Aq. \quad . \quad . \quad . + S.$$

Dans cette formule, j'ai considéré la silice gélatineuse comme étrangère au minéral. L'analyse du calcaire de Champigny, près Paris, qui contient jusqu'à 10 p. 100 de silice soluble dans les acides, sans le mélange de la moindre proportion d'alumine, celle du grès vert de Vouziers, donnée par M. Sauvage dans son important ouvrage sur la géologie des Ardennes, qui nous apprend que cette roche contient 56 p. 100 de silice soluble dans une lessive de potasse caustique, prouvent avec certitude que la silice gélatineuse est mélangée mécaniquement avec des minéraux dont les proportions, clairement définies, ne peuvent admettre de silice en combinaison. La silice s'est donc trouvée fréquemment en dissolution dans les mêmes eaux qui déposaient de la chaux carbonatée; nous croyons qu'il en a été de même pour la substance de Romanèche, qui se présente avec tous les caractères d'une concrétion, et que la silice gélatineuse y est également à l'état de mélange.

Le fer est au maximum d'oxydation dans l'arsénio-sidérite : il est remarquable que c'est à cet état qu'il existe dans tous les arséniates connus, même dans ceux dont la couleur verte semblerait indiquer un minimum d'oxydation, ainsi que le

prouvent les récentes analyses de scorodite que m'a communiquées M. Damour : peut-être la présence du protoxyde de fer est-elle incompatible avec celle de l'acide arsénique, et ce dernier corps céderait-il une partie de son oxygène au fer pour donner lieu à des arsénites ?

CRISTALLISATION

DE L'AESCHYNITE.

Par M. DESCLOIZEAUX.

Jusqu'ici, les formes cristallines de l'aeschynite étaient restées mal connues, les dimensions de la forme primitive n'ayant pu être déterminées, faute de cristaux qui offrissent des terminaisons distinctes : aussi les divers auteurs ne sont-ils pas d'accord sur la forme primitive à adopter pour cette substance. La plupart, sur l'autorité de Brooke, prennent un prisme rhomboïdal oblique d'environ 127° et 53° : Phillips cite comme forme secondaire, ce prisme terminé par un sommet à quatre faces.

Lévy, dans sa description de la collection Turner, regardant comme un clivage, difficile à la vérité, une cassure perpendiculaire à l'axe qui se trouve souvent sur les cristaux d'aeschynite, en conclut que le prisme est droit, mais il ne décrit pas de cristaux terminés.

Cette dernière opinion est pleinement confirmée par les mesures prises sur deux beaux cristaux dont s'est récemment enrichie la collection de M. Adam, et que j'ai pu complétement déterminer, grâce à sa bienveillante complaisance.

Ces cristaux représentés par les figures 2 et 3, *Pl.* VIII, sont de moyenne grandeur ; l'un est isolé, l'autre est attaché à une gangue de granite à feldspath rosé : tous deux viennent de Miask.

Je me suis assuré par un examen attentif que

la base est perpendiculaire à l'arête verticale du prisme. Pour en déterminer les dimensions, j'ai supposé que les faces e^{1} dont la netteté permet de mesurer l'incidence au goniomètre d'application avec beaucoup d'exactitude, sont le résultat d'un décroissement par une rangée sur les angles aigus de la base de la forme primitive.

L'incidence des faces latérales du prisme a été prise au goniomètre d'application et au goniomètre de réflexion sur un gros cristal sans terminaisons distinctes, mais à plans unis, un peu miroitants et offrant ce clivage perpendiculaire à l'axe dont j'ai parlé plus haut. J'ai constamment trouvé cette incidence de 129° et non de 127°, les écarts extrêmes de l'observation ont été 128° 55′ et 129° 10′.

Je prendrai donc pour forme primitive de l'aeschynite un prisme rhomboïdal droit de 129° dans lequel le rapport entre un des côtés de la base et la hauteur est sensiblement celui des nombres 11 : 13.

Le tableau comparatif des angles observés directement et de ceux que fournit le calcul, montre que les différences sont insignifiantes, surtout pour des cristaux qui ne se prêtent pas à la mesure au goniomètre de réflexion.

Les faces b^{1} sont très-petites et difficiles à mesurer; cependant avec les données que je viens d'indiquer, leurs incidences calculées se sont trouvées d'accord avec l'observation directe.

Tableau des angles observés directement.		Angles calculés en partant du prisme rhomboïdal droit de 129° dans lequel B : H :: 11 : 13.	
m sur m	= 129°	m sur m	= 129°
m, g^1	= 115° 30′	m, g^1	= 115° 30′
e^1, p	= 127°	e^1, p	= 127°
e^1, e^1	= 74°	e^1, e^1	= 74°
e^1, m	= 109° 30′	e^1, m	= 110° 6′ 36″
e^1, g^1	= 144° environ.	e^1, g^1	= 143°
e^1, b^1	= 126° environ.	e^1, b^1	= 127° 48′ 25″
b^1, b^1	= 137° 30′	b^1, b^1	= 137° 32′ 54″
		b^1, m	= 147° 14′ 29″

Quelque imparfaites qu'on suppose les analyses de l'aeschynite et de la polymignite, il est impossible en comparant leurs résultats de réunir ces deux espèces. D'ailleurs la pesanteur spécifique de la première est plus considérable que celle de la seconde dans le rapport de 5,14 à 4,8, et la cristallographie vient donner un nouveau degré de certitude à cette distinction : car si on adopte comme Lévy, pour la forme primitive de lapolymignite, un prisme rhomboïdal droit de 115° 10′ dans lequel un des côtés de la base est à la hauteur :: 47 : 50, la modification dont le signe cristallographique est g^2 fait naître un second prisme rhomboïdal de 124° 36; ou bien, si partant de la forme fondamentale de Rose, qui est un octaèdre rhomboïdal de 136° 28′ et 116° 22′, on prend le prisme rhomboïdal droit de 109° 42′ qui s'en déduit, et dont un côté de la base est à la hauteur comme les nombres 16 : 27, il est impossible quoique ces deux substances appartiennent au même type cristallin, et que leurs modifications soient de la même nature, de leur assigner une même forme primitive.

CRISTALLISATION

De la chaux phosphatée.

Par M. DESCLOIZEAUX.

Parmi les morceaux non classés de la collection de l'École des mines, se trouvait un très-petit cristal vert bleuâtre, transparent, d'un éclat et d'un poli parfaits, mais que sa forme bizarre et son apparence peu symétrique avaient fait rejeter parmi les substances à étudier. La pureté de ce cristal m'ayant fait penser que sa détermination pouvait offrir quelque intérêt, j'ai d'abord pris sa pesanteur spécifique ; la moyenne de quatre opérations différentes dont les limites extrêmes furent 3,15 et 3,20 est égale à 3,17.

Il raye difficilement le verre.

Ces deux caractères seuls indiquaient la chaux phosphatée, comme l'espèce la plus rapprochée du cristal en question, et j'ai dû comparer ses formes à celles qu'on trouve pour cette substance dans les traités de minéralogie. Or, Phillips ne donne qu'un petit nombre d'incidences; mais la description complète de ses formes cristallines se trouve dans la description de la collection Turner par A. Lévy ; malheureusement cet ouvrage ne contient que les signes qui fixent la position des faces secondaires par rapport à la forme primitive, et le tableau des angles observés n'a pas été publié. Il m'a donc fallu calculer toutes les incidences de la chaux phosphatée, d'après ces signes et d'après les dimensions de la forme primitive,

puis comparer ces angles à ceux que l'observation m'a donnés sur le petit cristal bleu.

J'ai reconnu par ce travail que ce cristal est bien un cristal de chaux phosphatée, incomplet quant aux faces du prisme, et dont plusieurs des facettes placées sur les angles et sur les bords de la forme primitive ont pris une extension considérable. De plus, comme les faces sont pour la plupart parfaitement unies et réfléchissantes, comme les mesures qu'il m'a fournies concordent bien entre elles, et avec celles que j'ai prises sur un petit cristal complet et très-pur du Saint-Gothard, et comme aussi elles s'éloignent peu des incidences de Phillips qu'on peut en général regarder comme très-exactes, j'ai dû, tout en conservant les signes cristallographiques de Lévy, modifier légèrement les dimensions de la forme primitive.

Ce minéralogiste avait adopté, d'après Haüy, pour le rapport entre le côté de la base et la hauteur du prisme hexagonal régulier, forme primitive de la chaux phosphatée, celui des nombres 10 : 7. Je prends celui des nombres 106 : 78 ou 53 : 39.

Comme on le verra par l'inspection du tableau comparatif des angles observés directement et de ceux que fournit le calcul, on ne saurait avoir un rapport simple qui donnât des résultats plus approchés l'un de l'autre.

Tous les angles que je n'ai pu mesurer sur le cristal bleu ont été pris sur un petit cristal complet et parfaitement pur du Saint-Gothard.

La *fig.* 1, *Pl.VIII*, représente la forme exacte du cristal bleu; on voit que l'extension des faces a^1 et $b^{\frac{1}{2}}$ la rend tout à fait méconnaissable, et que, malgré sa

pureté, il semble être le résultat de deux moitiés de cristaux accolés suivant un plan passant par l'axe. Ce groupement, qui n'a laissé aucune trace sur la base, est indiqué par l'angle rentrant que forme la face, g^4, avec une autre face verticale dont le signe n'a pu être déterminé, par l'inégalité des deux parties de la face $b^{\frac{1}{3}}$ indiquées $b^{\frac{1}{3}}$ et $b'^{\frac{1}{3}}$, et par une légère suture verticale que porte la troisième face m, en retour.

Le tableau des angles montre que cette espèce de mâcle n'a pas influé d'une manière sensible sur l'exactitude des incidences des diverses faces entre elles ou sur la base, et qu'il n'y a que la face doublė $b^{\frac{1}{3}}\, b'^{\frac{1}{3}}$ pour laquelle ıl n'est pas indifférent de prendre l'une ou l'autre des deux portions qui la composent.

Tableau des angles les plus certains pris sur le cristal bleu et sur celui du St.-Gothard.	Tableau des angles obtenus en prenant le rapport du côté de la base à la hauteur égal à 106 : 78.	Tableau des angles obtenus en prenant le rapport du côté de la base à la hauteur égal à 10 : 7.	Tableau des angles observés directement sur le cristal bleu.
sur m = 120 »	*Id.*	*Id.*	*Id.*
— g^1 = 150° »	*Id.*	*Id.*	*Id.*
— g^4 = » »	169° 11′ 45″	169° 6′ 23″	non observé.
— m = 90° »	*Id.*	*Id.*	*Id.*
— a^1 = 124° 30′	124° 11′ 46″	125° 32′ 16″	— — 124° 5′
— g^1 = 145° 30′	145° 48′ 14″	144° 27′ 44″	non observé.
— a^1 = 135° 42′	135° 45′ »	134° 48′ 23″	— — 136° »
— a^1 = 130° 50′	131° 8′ 34″	131° 59′ »	— — 130° 50′
— a^2 = » »	143° 39′ 10″	145° 0′ 29′	a^1 sur $b^{\frac{1}{2}}$ de droite = 154° 25′
— a^2 = » »	159° 48′ »	160° 42′ 36″	a^1 — $b'^{\frac{1}{2}}$ — = 154° 25′
— a^2 = » »	145° 31′ 26″	146° 40′ 30″	a^1 — $b^{\frac{1}{2}}$ de gauche = 158°
— $b^{\frac{1}{2}}$ = 120° 20′	120° 28′ 30″	121° 44′ 26″	— — 120° 20′
— $b^{\frac{1}{2}}$ = 149° 30′	149° 31′ 30″	148° 15′ 34″	— — 149° 50′
— $b^{\frac{1}{2}}$ = 128° 25′	128° 56′ 50″	129° 40′ 14″	— — 128° 25′
— b^1 = 160° 55′	160° 46′ »	160° 41′	m — $b^{\frac{1}{2}}$ de gauche = 115° 10′
— b^1 = 139° 45′	139° 42′ 29″	141° 3′ 20″	m — $b'^{\frac{1}{2}}$ — 115° 10′
— b^1 = 130° 10′	130° 17′ 31″	128° 56′ 40″	m — $b^{\frac{1}{2}}$ — 118°
— b^1 = 142° 15′	142° 16′ 10″	143° 21′ 52″	non observé.
— b^2 = 157° »	157° » »	157° 59′ 39″	— — 157°
— b^2 = 113° »	113° » »	112° 0′ 21″	— — 112° 55′
— b^2 = 157° 27′	157° 28′ »	158° 24′ 12″	— — 157° 30′
— $\frac{1}{2}a_2$ = 114° 15′	113° 58′ 52″	115° 3′ 41″	non observé.
— $\frac{1}{2}a_2$ = 149° 40′	149° 41′ 40″	148° 51′ 54″	non observé.
— $\frac{1}{2}a_3$ = 108° 30′	108° 4′ 40″	108° 56′ 21″	g^1 — $b^{\frac{1}{2}}$ — = 138° 30′
— $\frac{1}{2}a_3$ = 157° 20′	157° 20′ 24″	156° 39′ 39″	g^1 — $b'^{\frac{1}{2}}$ — = 138° 40′
— $\frac{1}{2}a_2$ = 153° 40′	153° 47′ 42″	152° 48′ 53″	g^1 — $b^{\frac{1}{2}}$ — = 139° 35′
— $\frac{1}{2}a_3$ = 156° »	155° 58′ 20″	155° 20′ 4″	non observé.
— $\frac{1}{2}a_2$ = 166° 5′	166° 3′ 22″	165° 56′ 29″	$b^{\frac{1}{2}}$ — $b'^{\frac{1}{2}}$ — = 177°
— $\frac{1}{2}a_3$ = 158° 20′	158° 21′ 10″	» » »	non observé.
— $\frac{1}{2}a_2$ = 172° 15′	172° 15′	» » »	non observé.
— g^4 = 141° 40′	141° 21′ 51″	» » »	— — 141° 30′

La *fig.* 2 qui renferme toutes les modifications de la chaux phosphatée, à l'exception des faces g^4, fait voir que les facettes a_2 et a_3 placées à gauche et au-dessous de a^1 dérogent à la loi de symétrie; car, d'après leur position sur la forme primitive, ces faces devraient être doubles sur chaque angle.

Haüy n'avait pas remarqué ce manque de symétrie, et M. Mohs est le premier qui l'ait fait remarquer en rangeant la chaux phosphatée dans ses espèces hémiédriques.

M. Delafosse a cherché si les cristaux qui offrent ces faces ne feraient pas subir à la lumière polarisée une modification analogue à celle que produisent les cristaux de quartz qui présentent des facettes placées de la même manière; mais il n'a pas obtenu de résultat concluant. Du reste, le quartz n'offre de facettes non symétriques que sur trois angles alternes du prisme hexagonal, tandis que la chaux phosphatée les possède sur les six angles de la base, tant inférieure que supérieure, et du même côté.

On avait proposé de prendre pour forme primitive de la chaux phosphatée, comme on le fait pour le quartz, un rhomboïde composé de trois des faces alternes de la modification b^1, *fig* 3, mais il me semble que l'anomalie offerte par les cristaux de chaux phosphatée n'étant pas de la même espèce que celle des cristaux de quartz, on ne peut pas s'appuyer sur une même raison pour donner aux deux substances des formes primitives du même genre, et il vaut mieux chercher une explication aussi satisfaisante que possible de ce défaut de symétrie.

DE L'OTTRÉLITE,

Nouvelle espèce minérale.

Par MM. DESCLOIZEAUX et DAMOUR.

L'ottrélite était connue depuis longtemps dans la plupart des collections de minéralogie ; mais comme on n'en possédait aucune description, elle était reléguée parmi les matières *incertæ sedis* : quelques personnes la plaçaient à la suite des diallages : elle a reçu son nom d'Ottrez, petit village peu éloigné de Stavelot, à la limite des provinces de Luxembourg et de Liége près duquel on la trouve. Dénomination.

La grande abondance avec laquelle cette substance est répandue dans les schistes d'Ottrez et de quelques localités environnantes, et le peu de ressemblance que j'ai cru remarquer entre ses caractères extérieurs et ceux de tous les minéraux à ma connaissance, m'ont fait penser que sa détermination comme espèce minérale pouvait offrir quelque intérêt.

En conséquence, j'ai séparé le plus exactement possible du schiste qui les renferme, une certaine quantité de petits cristaux d'ottrélite, et j'ai prié M. Damour de vouloir bien en faire l'analyse ; on trouvera plus loin le résultat de ses opérations et la description du procédé qu'il a employé.

Voici d'abord les principaux caractères de cette substance :

Elle se trouve en petits disques plats, de 1 à 2 millim. de diamètre, et dont l'épaisseur ne dépasse Caractères généraux.

pas $\frac{1}{5}$ millim. Ces disques sont engagés avec tant d'adhérence dans le schiste argileux qui leur sert de gangue, que, malgré le grand nombre de pièces que j'ai isolées, il m'a été impossible de déterminer leur forme : tout ce qu'on peut apercevoir c'est qu'ils appartiennent à un prisme hexagonal ou à un rhomboïde très-aigu tronqué profondément par un plan perpendiculaire à l'axe et comprimé suivant ce plan.

La couleur de l'ottrélite est le gris noir un peu verdâtre ; cette couleur est surtout visible sur les fragments minces qui sont translucides. La poussière est d'un vert pâle.

Le seul clivage qu'on observe divise assez facilement les petits disques parallèlement à leurs bases : celles-ci sont légèrement ondulées, mais brillantes.

Dans les autres sens la cassure est inégale, terne, légèrement grenue.

Elle raye difficilement le verre.

La pesanteur spécifique est de 4,40.

Caractères au chalumeau. Dans le tube fermé, l'ottrélite dégage un peu d'eau. Seule au chalumeau, elle fond difficilement sur les bords en globule noir très-attirable au barreau aimanté. Dans le borax elle se dissout lentement et donne la réaction du fer : avec le carbonate de soude sur la feuille de platine, elle accuse fortement la présence du manganèse.

La poudre n'est attaquable que par l'acide sulfurique chauffé.

M. Damour a fait deux analyses de l'ottrélite, voici les résultats qu'il a obtenus :

1re Analyse.

		Oxygène.		Rapport.
Silice.	0,4352	0,2260		4
Alumine.	0,2389	0,1115		2
Oxyde ferreux. . . .	0,1681	0,0382	0,0562	1
Oxyde manganeux. .	0,0803	0,0180		
Eau.	0,0563	0,0500		1
	0,9788			

2e Analyse.

		Oxygène.		Rapport.
Silice.	0,4334	0,2251		4
Alumine.	0,2463	0,1150		2
Oxyde ferreux. . . .	0,1672	0,0380	0,0563	1
Oxyde manganeux. .	0,0818	0,0183		
Eau.	0,0566	0,0503		1
	0,9853			

D'où l'on peut déduire la formule :



$$2\,\dddot{Al}\,\dddot{Si} + (\dot{Fe}, \dot{Mn})^3\dddot{Si}^2 + \dot{H}.$$

qui ne rentre dans aucune des espèces de silicates alumineux connus jusqu'à ce jour.

Voici la méthode qui a été employée pour l'analyse par M. Damour.

Des essais qualificatifs faits à une époque assez ancienne lui avaient appris que l'ottrélite était formée de silice, d'alumine, d'une petite quantité d'eau et des oxydes de fer et de manganèse.

Pour arriver à doser ces diverses substances, le minéral porphyrisé a été séché dans le vide à la température ordinaire, au-dessus d'une couche d'acide sulfurique concentré et pesé dans un creuset de platine : le creuset chauffé ensuite au rouge a été pesé de nouveau ; la diminution de poids a indiqué la quantité d'eau dégagée.

Le minéral privé d'eau a été fondu avec quatre

fois son poids de carbonate de soude et de potasse. La matière refroidie était fortement colorée en vert par les oxydes du manganèse; elle s'est laissée dissoudre en totalité dans l'acide hydrochlorique en excès. La liqueur acide a été ensuite évaporée à siccité dans une capsule de porcelaine, la matière sèche reprise par l'acide hydrochlorique et par l'eau, et la silice recueillie sur un filtre.

(A) La liqueur séparée de la silice a été neutralisée lentement avec une dissolution de carbonate de potasse, et chauffée jusqu'à l'ébullition pour séparer l'oxyde ferrique; cet oxyde, recueilli sur un filtre, a été dissous de nouveau dans l'acide hydrochlorique et précipité par la potasse caustique en excès qui séparait ainsi une petite quantité d'alumine; cette liqueur a été réunie à la dissolution (A) qui renfermait le manganèse et la presque totalité de l'alumine.

En faisant bouillir la dissolution (A) avec une nouvelle quantité de potasse caustique, le manganèse a été précipité à l'état d'oxyde manganeux qui absorbait rapidement l'oxygène de l'air pour passer à l'état d'oxyde manganique; l'alumine restait dissoute par l'excès de potasse.

L'oxyde de manganèse recueilli a été redissous dans l'acide hydrochlorique, précipité par le carbonate de potasse et chauffé au rouge pour être dosé à l'état d'oxyde manganoso-manganique.

Pour obtenir l'alumine, on a saturé avec l'acide hydrochlorique la liqueur séparée de l'oxyde de manganèse, et l'on y a ajouté du carbonate ammoniacal; l'alumine formait un dépôt volumineux qu'il a fallu laver pendant très-longtemps.

L'ottrélite résistant à l'action de l'acide hydrochlorique, on n'a pu reconnaître d'une manière

directe à quel degré d'oxydation le fer et le manganèse se trouvent dans le minéral ; c'est principalement d'après la couleur de sa poussière et les proportions données par l'analyse qu'on a supposé la présence des oxydes ferreux et manganeux.

Les deux analyses données ici ont été faites sur de petits fragments du minéral lavés avec soin pour les séparer du schiste auquel ils sont adhérents ; la première a été faite sur 0gr.,4730, la seconde sur 0gr,4940; les résultats en sont exprimés en 10,000.

Les petits disques d'ottrélite sont répandus en abondance dans un schiste argileux de transition, le plus souvent gris cendré, mais quelquefois d'un beau rose, à feuillets minces et légèrement contournés ; tantôt ils sont régulièrement couchés entre les feuillets, tantôt ils les pénètrent en tous sens, et la roche semble en être pétrie. Gisement.

M. Denis, professeur de minéralogie à Bruxelles, a trouvé dans ces schistes des trilobites qui servent à fixer le terrain auquel ils appartiennent ; et c'est à lui que nous devons les renseignements qu'on trouve ici sur le gisement et la localité de l'ottrélite.

DÉTERMINATION.

Des formes primitives et secondaires de la Monazite, nouvelle espèce minérale.

Par M. DESCLOIZEAUX.

On a inséré au tome XVII, 3e série des *Annales des mines*, l'extrait d'un article de M. Kersten sur l'analyse de la monazite, qui a paru dans le t. 47, p. 385 des Annales de Poggendorf : comme la forme de ce nouveau minéral n'y est donnée que d'une manière incomplète et sans figures, et que d'ailleurs il réunit les deux caractères essentiels pour former une espèce minéralogique, qui sont une composition chimique et une cristallisation bien définies, la description exacte de ses cristaux ne sera pas sans intérêt.

M. Adam a bien voulu mettre à ma disposition les beaux cristaux isolés de sa collection et dont un surtout de 8 millim. en carré offre des faces unies et assez brillantes pour être mesurées au goniomètre de réflexion.

La forme dominante de la monazite est un prisme carré aplati sur une de ses faces, terminé de chaque côté par un sommet tétraèdre irrégulier, *fig.* 2 ; un coup d'œil jeté sur les cristaux suffit pour montrer que l'inclinaison des faces a^1 et o^1 sur la face h^1 qui leur correspond n'est pas la même, et que la face e^1 n'est pas également inclinée sur les deux faces h^1 ; en s'arrêtant à l'aspect général on serait donc porté à prendre pour forme primitive un prisme rectangulaire à base oblique. Ici le clivage ne peut rien nous indiquer,

car, suivant M. Breithaupt, qui a vu un grand nombre de ces cristaux, il n'y en a que des indices dans deux directions perpendiculaires; et pour moi, je n'ai pas été à même d'en observer sur les cristaux que j'avais à ma disposition : mais un examen plus attentif fait découvrir les faces verticales *m* qui sont toujours très-petites et qui manquent même complétement sur quelques cristaux. Ces faces appartiennent à un prisme rhomboïdal dont les deux plans diagonaux seraient parallèles aux faces h^1, et g^1 et si l'on suppose que la base de ce prisme est le plan déterminé par l'intersection des faces e^1 avec les faces g^1, la forme secondaire de la monazite se compose de modifications très-simples rapportées à ce prisme.

Si au lieu de prendre pour base de ce prisme un plan déterminé par la condition que je viens d'exprimer, on prenait un des plans a^1 ou o^1, les facettes e^1, l^1 seraient le résultat d'un décroissement intermédiaire très-compliqué.

D'après ce que je viens de dire et d'après les mesures prises directement, on peut regarder comme forme primitive de la monazite un prisme rhomboïdal oblique de 92° 30′ dont la base fait avec les faces latérales un angle de 100° 25′ 13″. Le rapport entre un côté de la base et l'une des arêtes latérales, déterminé par la condition que la face o^1 soit le résultat d'un décroissement par une rangée sur l'angle obtus de la base, est à très-peu près celui des nombres 116 : 77.

Avec ces données et en partant de l'incidence des faces a^1 et e^1 sur les faces h^1 et g^1 fournie par l'observation, on trouve que la face a^1 est le résultat d'un décroissement par une rangée sur

l'angle aigu de la base et que la face e^1 est une modification du même genre placée sur les angles latéraux.

L'accord entre les incidences de quelques faces observées directement et celles que fournit le calcul laisse quelque chose à désirer; c'est qu'en effet toutes les faces des cristaux de monazite ne sont pas aussi brillantes les unes que les autres, les faces e^1 surtout ont toujours un aspect gras qui empêche d'obtenir une mesure rigoureuse au goniomètre de Wollaston.

Incidences observées.	*Incidences calculées.*
	m sur m = 92° 30′
	p, m = 100° 25′ 13″
m sur h^1 = 136° 30′	— — — — —
m, g^1 = 133° 30′	— — — — —
g^1, h^1 = 90°	— — — — —
o^1, h^2 = 141° 5′	— — — — —
a^1, h^1 = 126°	a^1 sur h^1 = 125° 30′ 26″
— — — —	a^1 sur o^1 = 93° 24′ 34″
e^1, g^1 = 131°	e^1, g^1 = 132° 5′ 24″
e^1, o^1 = 127°	e^1, o^1 = 126° 36′ 44″
e^1, a^1 = 117° environ.	
p, h^1 = 104° 30	

Les angles plans de la forme primitive sont :

aoa' = 104° 30′
eoa' = 100° 8′ 22″
eoe = 90° 38′ 44″

Comme on le voit, la forme des cristaux de monazite, qui suivant l'analyse de M. Kersten, est un phosphate d'oxydes de cérium, de lanthane, de thorine avec un peu d'oxydes d'étain, de manganèse, et de chaux, fait partie de celles que M. Beudant indique pour les phosphates en général.

NOTE

Sur quelques formules qui peuvent servir à transformer les notations symboliques des faces d'un cristal, quand on change de forme primitive;

Par M. DE SÉNARMONT, Ingénieur des mines.

Toutes les formes polyédriques que peut affecter une même substance cristallisée, et dont l'ensemble compose son système cristallin, se dérivent facilement les unes des autres. Il suffit de concevoir que certaines arêtes, et certains angles solides, sont remplacés par des plans de troncatures, qui forment ainsi de nouvelles faces, et peuvent même faire disparaître les anciennes.

Parmi tous ces polyèdres, on choisit ordinairement le plus simple, auquel on rapporte tous les autres. C'est la *forme primitive*, de laquelle on dérive les *formes secondaires.*

La direction des faces secondaires est soumise à une loi générale qui peut s'énoncer de la manière suivante :

Soient trois droites OX, OY, OZ, parallèles à trois arêtes de la forme primitive, et auxquelles correspondent respectivement trois quantités a, b, c, proportionnelles aux longueurs convenablement déterminées des mêmes arêtes; toute face secondaire aura une direction telle, que si un plan parallèle à cette face rencontre les droites OX, OY, OZ, en A, B, C, de manière que la longueur OA soit égale à $\frac{a}{h}$, les longueurs OB, OC, seront res-

pectivement égales à $\frac{b}{k}$, $\frac{c}{l}$. Les diviseurs h, k, l, étant des nombres entiers généralement assez simples.

Si les trois diviseurs h, k, l, ont des valeurs finies, la face secondaire remplace un angle solide de la forme primitive. Si l'un d'eux est égal à zéro, elle remplace l'arête correspondante.

C'est sur cette loi fondamentale qu'est établie l'ingénieuse hypothèse des *décroissements moléculaires*. Il est facile de voir en effet que, dans le langage d'Haüy, une face, déterminée comme on l'a dit plus haut, résulterait d'un *décroissement intermédiaire* sur l'angle solide remplacé, par kl rangées de molécules parallèlement à la première arête, par lh parallèlement à la seconde, et par hk parallèlement à la troisième.

Si l'un des trois diviseurs, l par exemple, était égal à zéro, la face secondaire qui remplacerait l'arête correspondante, résulterait d'un décroissement sur cette arête, par k rangées suivant la base, sur h rangées suivant la hauteur.

Les diviseurs entiers h, k, l, peuvent être nommés les caractéristiques de la face parallèle au plan qui passe par A, B, C.

Le choix de la forme primitive est évidemment arbitraire, car on peut démontrer que, du moment où la loi générale de dérivation des faces secondaires convient à une forme primitive particulière, elle sera également vraie pour toute autre forme qu'on aurait pu choisir. Tel est le résultat qu'on se propose d'établir dans cette note. On trouvera, d'ailleurs, en passant ainsi d'une forme primitive à une autre, des formules très-simples, pour exprimer les nouvelles données en fonction des anciennes.

Si l'on prend les trois droites OX, OY, OZ, pour axes coordonnés, les équations de trois plans parallèles à autant de faces de la nouvelle forme primitive, sont :

$$e\frac{x}{a}+f\frac{y}{b}+g\frac{z}{c}=0$$

$$h\frac{x}{a}+k\frac{y}{b}+l\frac{z}{c}=0$$

$$p\frac{x}{a}+q\frac{y}{b}+r\frac{z}{c}=0.$$

Les trois arêtes de la nouvelle forme primitive, qui résultent des intersections de ces trois faces, sont parallèles aux droites OX′, OY′, OZ′, qui ont respectivement pour équations :

$$\frac{x}{a\mathrm{e}}=\frac{y}{b\mathrm{f}}=\frac{z}{c\mathrm{g}}=\frac{\sqrt{x^2+y^2+z^2+2xy\cos XY+2yz\cos YZ+2zx\cos ZX}}{\sqrt{a^2\mathrm{e}^2+b^2\mathrm{f}^2+c^2\mathrm{g}^2+2ab\mathrm{ef}\cos XY+2bc\mathrm{fg}\cos YZ+2ca\mathrm{ge}\cos ZX}}$$

$$\frac{x}{a\mathrm{h}}=\frac{y}{b\mathrm{k}}=\frac{z}{c\mathrm{l}}=\frac{\sqrt{x^2+y^2+z^2+2xy\cos XY+2yz\cos YZ+2zx\cos ZX}}{\sqrt{a^2\mathrm{h}^2+b^2\mathrm{k}^2+c^2\mathrm{l}^2+2ab\mathrm{hk}\cos XY+2bc\mathrm{kl}\cos YZ+2ca\mathrm{lh}\cos ZX}}$$

$$\frac{x}{a\mathrm{p}}=\frac{y}{b\mathrm{q}}=\frac{z}{c\mathrm{r}}=\frac{\sqrt{x^2+y^2+z^2+2xy\cos XY+2yz\cos YZ+2zx\cos ZX}}{\sqrt{a^2\mathrm{p}^2+b^2\mathrm{q}^2+c^2\mathrm{r}^2+2ab\mathrm{pq}\cos XY+2bc\mathrm{qr}\cos YZ+2ca\mathrm{rp}\cos ZX}};$$

On a d'ailleurs,

$$\mathrm{l}=kr-lq \quad \mathrm{f}=lp-hr \quad \mathrm{g}=hq-kp$$
$$\mathrm{h}=gq-rf \quad \mathrm{k}=re-pg \quad \mathrm{b}=pf-qe$$
$$\mathrm{p}=fl-gk \quad \mathrm{q}=gh-el \quad \mathrm{r}=ek-fh.$$

Soit l'équation d'un plan parallèle à une face secondaire quelconque

$$u\frac{x}{a}+v\frac{y}{b}+w\frac{z}{c}=1.$$

Ce plan intercepte sur les trois droites OX′, OY′,

OZ', des longueurs respectivement égales aux valeurs de

$$\sqrt{x^2+y^2+z^2+2xy\cos XY+2yz\cos YZ+2zx\cos ZX},$$

tirées des équations du plan, et de chacune de ces droites. Ces valeurs sont :

$$\frac{\sqrt{a^2\mathrm{e}^2+b^2\mathrm{f}^2+c^2\mathrm{g}^2+2ab\mathrm{ef}\cos XY+2bc\mathrm{fg}\cos YZ+2ca\mathrm{ge}\cos ZX}}{\mathrm{e}u+\mathrm{f}v+\mathrm{g}w}$$

$$\frac{\sqrt{a^2\mathrm{h}^2+b^2\mathrm{k}^2+c^2\mathrm{l}^2+2ab\mathrm{hk}\cos XY+2bc\mathrm{kl}\cos YZ+ca\mathrm{lh}\cos ZX}}{\mathrm{h}u+\mathrm{k}v+\mathrm{l}w}$$

$$\frac{\sqrt{a^2\mathrm{p}^2+b^2\mathrm{q}^2+c^2\mathrm{r}^2+2ab\mathrm{pq}\cos XY+2bc\mathrm{qr}\cos YZ+2ca\mathrm{rp}\cos ZX}}{\mathrm{p}u+\mathrm{q}v+\mathrm{r}w}$$

Si donc on représente les radicaux par a', b', c', et les dénominateurs par u', v', w', l'équation de la face secondaire rapportée aux axes Ox', Oy', Oz', sera

$$u'\frac{x'}{a'}+v'\frac{y'}{b'}+w'\frac{z'}{c'}=1.$$

mais u', v', w', sont des nombres entiers ; il suffit donc de prendre les longueurs des arêtes de la nouvelle forme primitive proportionnelles à a', b', c' ; pour que la position d'une face secondaire quelconque, rapportée soit à l'une soit à l'autre forme primitive, satisfasse à la même condition.

Une face quelconque dont les caractéristiques étaient originairement u, v, w sera, en rapport avec la nouvelle forme primitive, déterminée par les caractéristiques u', v', w' qui se déduisent des premières d'une manière très-simple. Les longueurs des arêtes de la nouvelle forme primitive s'expriment non moins simplement au moyen des données dépendantes de l'ancienne.

Reste à déterminer, au moyen de ces mêmes données, les angles que les trois arêtes de la nouvelle forme font entre elles.

Les trois faces, dont les intersections étaient

parallèles aux premiers axes, avaient primitivement pour caractéristiques la première, 1, 0, 0, la seconde 0, 1, 0, la troisième 0, 0, 1 ; en vertu des expressions précédentes, ces caractéristiques deviennent, pour la première, e, h, p, pour la seconde, f, k, q, pour la troisième, g, l, r. Soient maintenant OX', OY', OZ', les nouveaux axes coordonnés ; les équations de trois plans parallèles aux faces de la première forme primitive, sont :

$$e\frac{x'}{a'}+h\frac{y'}{b'}+p\frac{z'}{c'}=0$$

$$f\frac{x'}{a'}+k\frac{y'}{b'}+q\frac{z'}{c'}=0$$

$$g\frac{x'}{a'}+l\frac{y'}{b'}+r\frac{z'}{c'}=0.$$

les équations de leurs intersections ; ou, autrement dit, des anciens axes coordonnés, OX, OY, OZ, sont :

$$\frac{x'}{a'(kr-lq)}=\frac{y'}{b'(qg-rf)}=\frac{z'}{c'(fl-gk)}$$

$$\frac{x'}{a'(lp-hr)}=\frac{y'}{b'(re-pg)}=\frac{z'}{c'(gh-el)}$$

$$\frac{x'}{a'(hq-kp)}=\frac{y'}{b'(pf-qe)}=\frac{z'}{c'(ek-fh)},$$

qui se réduisent à

$$\frac{x'}{a'e}=\frac{y'}{b'h}=\frac{z'}{c'p}$$

$$\frac{x'}{a'f}=\frac{y'}{b'k}=\frac{z'}{c'q}$$

$$\frac{x'}{a'g}=\frac{y'}{b'l}=\frac{z'}{c'r}$$

on trouverait donc comme précédemment que la face dont les caractéristiques sont u', v', w' intercepte sur OX, OY, OZ, des segments égaux respectivement à

$$\frac{\sqrt{a'^2e^2+b'^2h^2+c'^2+p^2 2a'b'eh\cos X'Y'+2b'c'hp\cos Y'Z'+2c'a'pe\cos Z'X'}}{eu'+hv'+pw'}$$

$$\frac{\sqrt{a'^2f^2+b'^2k^2+c'^2q^2+2a'b'fk\cos X'Y'+2b'c'kq\cos Y'Z'+2c'a'qf\cos Z'X'}}{fu'+kv'+qw'}$$

$$\frac{\sqrt{a'^2g^2+b'^2l^2+c'^2r^2+2a'b'gl\cos X'Y'+2b'c'lr\cos Y'Z'+2c'a'rg\cos Z'X'}}{gu'+lv'+rw'}$$

mais d'un autre côté ces longueurs sont égales à

$$\frac{a}{u},\ \frac{b}{v},\ \frac{c}{w},$$

si donc on remplace u', v', w', par leurs valeurs, on arrive aux trois équations :

$$a^2=\frac{a'^2e^2+b'^2h^2+c'^2p^2+2a'b'eh\cos X'Y'+2b'c'hp\cos Y'Z'+2c'a'pe\cos Z'X'}{(ee+hk+pp)^2}$$

$$b^2=\frac{a'^2f^2+b'^2k^2+c'^2q^2+2a'b'fk\cos X'Y'+2b'c'kq\cos Y'Z'+2c'a'qf\cos Z'X'}{(ff+kk+qq)^2}$$

$$c^2=\frac{a'^2g^2+b'^2l^2+c'^2r^2+2a'b'gl\cos X'Y'+2b'c'lr\cos Y'Z'+2c'a'rg\cos Z'X'}{(gg+ll+rr)^2}$$

desquelles on tirera les valeurs de cos $X'Y'$, cos $Y'Z'$, cos $Z'X'$.

Au lieu d'admettre une forme primitive, de laquelle on dérive les formes secondaires, on peut considérer chaque forme en elle-même, et indépendamment de toutes les autres, en les rapportant toutes à des axes cristallographiques, qu'on peut toujours supposer parallèles à trois arêtes d'une forme primitive quelconque. Les longueurs de ces trois arêtes deviennent alors les paramètres correspondants à chaque axe.

Changer de forme primitive, c'est donc, en d'autres termes, changer d'axes cristallographiques et de paramètres ; et les formules de transformation établies ci-dessus s'appliquent également à cette manière d'envisager les formes cristallines.

NOTE

Sur les procédés de M. Sire pour la fabrication du fer au moyen des gaz des hauts-fourneaux.

Par M. EBELMEN, Ingénieur des mines.

M. Victor Sire, actuellement employé aux usines de Clerval m'a communiqué un brevet d'invention de 15 ans, qui lui a été accordé le 31 octobre 1836, pour un système complet de fabrication du fer au moyen du gaz des hauts-fourneaux. Ce système n'ayant pas été appliqué dans l'année qui a suivi l'obtention du brevet, les procédés qui y sont décrits tombent dans le domaine public, en vertu de la législation sur la matière. Il sera sans doute intéressant pour les maîtres de forges de comparer les appareils et les indications de M. Sire, avec les procédés appliqués en Allemagne et en France, tous postérieurement à la date du brevet de M. Sire (1), et cette publication permettra d'attribuer à ce dernier la part qui lui revient dans cette importante découverte.

Les *fig.* 1, 2, 3, *Pl. IX*, sont la copie exacte du plan annexé au brevet de M. Sire. On a reproduit également ci-après le titre et la légende de ce plan.

« Haut-fourneau et fours à la suite pour la fusion

(1) D'après M. Delesse, les premiers essais de M. Faber Dufaur, dans l'usine royale de Wasseralfingen, remontent à la fin de 1837. Les résultats obtenus en France, à l'usine de Treveray, ne datent que de l'année 1841.

»du minerai de fer et pour la fabrication du fer en »barres avec la chaleur de la flamme et des gaz »combustibles qui sortiront du fourneau, projeté »par le sieur Louis Victor Sire.

LÉGENDE.

»A. Ponts ou autels à la naissance des fours.
»B. Fours destinés à la fabrication du fer forgé.
»C. Ponts ou autels de derrière des fours.
»D. Chio pour l'écoulement du laitier.
»E. Ponts ou autels des petits fours.
»F. Fours destinés à l'emploi qu'on jugera le plus »convenable, les dimensions de ces fours pou»vant être augmentées à volonté.
»G. Conduits de la flamme des fours aux che»minées.
»H. Intérieur des cheminées des fours.
»I. Maçonnerie des cheminées.
»J. Registres destinés à régler la chaleur dans les »fours.
»K. Cadres en fonte enveloppant les voûtes des »autels A.
»L. Plaques en fonte boulonnées soutenant la »maçonnerie des fours.
»M. Voûtes en briques des autels.
»N. Voûtes en briques et portes en fonte des fours.
»O. Maçonnerie des fours.
»P. Ouvrage et creuset du haut-fourneau.
»Q. Étalages du haut-fourneau.
»R. Masse du haut-fourneau.
»S. Dame en fonte.
»T. Ouverture par laquelle on coulera la fonte »dans un moule ou dans une poche pour la »transporter avec une grue dans les fours.

»U. Tuyère.
»V. Chemise du haut-fourneau.
»V. Maçonnerie de la chemise cerclée en fer.
»Y. Buse.
»Z. Fond du fourneau.
»*aa*. Tympe en fer forgé.
»*bb*. Tacqueret en fonte.
»*cc*. Voûte des embrasures de la masse pour le »travail de la soufflerie.
»*dd*. Chemise du gueulard.
»*ee*. Plate-forme en fonte entourant la base de la »chemise pour empêcher l'écartement.
»*ff*. Autel devant la dame.
»*gg*. Soles en fonte des fours puddlings. Ces soles »peuvent être parfaitement planes ou con»caves dans le milieu.
»*hh*. Tuyau dans lequel on introduira de l'air pour »le projeter sur la fonte liquide qu'on sou»mettra à l'affinage.
»*ii*. Tuyau duquel il sortira de l'air pour réduire »les gaz.
»*jj*. Tuyau d'évaporation. »

Le mémoire descriptif joint au brevet est ainsi conçu :

« Ce haut-fourneau diffère des hauts-fourneaux »à traiter des mines de fer qui fonctionnent dans »les diverses usines de France et de l'étranger, »en ce qu'à celui-ci sont adaptés des fours pour »l'affinage du fer forgé, avec la chaleur du même »combustible qui met en fusion le minerai du fer, »soit qu'on emploie dans le haut-fourneau pour la »fusion du minerai, du bois, du charbon de bois, »de la houille, du coke ou enfin du charbon de »tourbe ».

« Tel qu'il est désigné ci-dessus, l'objet principal
» pour lequel on réclame un brevet de quinze ans
» d'invention, de perfectionnement et d'importa-
» tion, est la fabrication du fer forgé avec la chaleur
» de la flamme et des gaz combustibles qui sortiront
» du haut-fourneau. Cette chaleur sera prise à la
» hauteur que les différents combustibles exigeront,
» et les opérations de l'affinage se feront dans un
» ou plusieurs fours dont les formes et les dimen-
» sions seront déterminées par les localités et la
» nature de la fonte liquide ou solide qu'on sou-
» mettra à la décarburation et à l'affinage.

» Soit que la puissance du cours d'eau ou force
» motrice permette, en donnant de plus grandes
» dimensions au haut-fourneau, d'augmenter le
» nombre des fours ou force à le réduire à un seul.

» Soit que les fours fonctionnent ensemble à
» affiner le fer seulement à l'état d'être cinglé au
» marteau ou au cylindre.

» Soit que les fours fonctionnent ensemble à la
» décarburation, à l'affinage et à réchauffer le fer
» cinglé pour le dénaturer en barres.

» Soit que ces fours fonctionnent alternativement
» à la décarburation, à l'affinage ou à réchauffer.

» Soit enfin qu'on n'emploie qu'un seul four à
» affiner le fer et à le dénaturer en barres.

» Ainsi qu'il est projeté dans les plans ci-an-
» nexés, ces appareils se composent.

1° *D'un haut-fourneau.*

» 1° D'un creuset P.

» 2° Des étalages situés au-dessus du creuset et
» de l'ouvrage Q.

» 3° Des parois V.

2° *Un four.*

»1° Un four B (ce four peut avoir deux portes »pour le travail).

»2° D'un réservoir pour l'écoulement du laitier »D.

»3° D'un petit four qu'on pourra utiliser à dé»carburer, à chauffer le fer, une chaudière à va»peur, un appareil à air chaud à griller le minerai »et le bois, etc. (Ce four peut être supprimé à »volonté).

»4° D'une cheminée pour le tirage H.

»La sole *gg* en fonte ou en sable pour les fours »à affiner, peut être concave vers le milieu ou par»faitement plane.

»Les agents de décarburation de la fonte qu'on »se propose d'employer sont l'oxygène de l'air seul »ou un mélange d'air avec la vapeur d'eau à la »température que nécessitera le degré de décarbu»ration des fontes. Pour faciliter l'évaporation des »fluides à la partie supérieure du fourneau, on se »servira d'un tuyau vertical *jj* placé au centre de »la cuve ou paroi V. Ce tuyau sera percé de dis»tance en distance et pourra être supprimé dans les »fourneaux où les minerais subiront une prépara»tion ou un grillage avant de les introduire dans le »fourneau.

»Le cas arrivant où le haut-fourneau ne don»nerait pas assez de chaleur pour la décarburation »et l'affinage du fer, on se propose d'établir une »grille à brûler le charbon de terre ou tout autre »combustible pour augmenter la chaleur à côté du »pont ou de l'autel A.

»Si l'on veut augmenter le nombre des tuyères

»U', on pourra les placer en parallèle ou dans la »direction figurée par la ligne ponctuée XXX.

»Les diverses dimensions du haut-fourneau se»ront susceptibles d'éprouver, en exécution, des »modifications sous le rapport des formes et des »dimensions, selon les combustibles et la nature des »minerais que l'on voudra traiter; on pourra aussi »pratiquer dans le creuset P deux ouvertures op»posées pour l'écoulement du laitier.

»Enfin on observe que sous le rapport des formes »et des dimensions de toutes les parties de fours, »le sieur Sire se réserve le droit d'y faire les mo»difications qu'exigeront les fontes liquides ou so»lides que l'on se proposera d'affiner.»

Il faut ici faire remarquer que les modifications proposées par M. Sire dans la construction des hauts-fourneaux, sont indépendantes de celles des fours de puddlage qu'il place à la hauteur du ventre. Mais il est bien important de constater que le principe du procédé allemand, qui consiste dans la combustion des gaz par un courant d'air lancé à la fois par plusieurs ouvertures, se trouve indiqué dans l'appareil de M. Sire. Les orifices pratiqués dans le cylindre horizontal *ii*, placé transversalement à l'entrée du four à gaz, doivent fournir l'air pour brûler le gaz. L'emploi d'une cheminée assez élevée à la suite des fours devait déterminer, d'après les idées de l'inventeur, le tirage nécessaire pour faire arriver dans le four la flamme et les gaz combustibles en quantité suffisante.

Les procédés de M. Sire ont reçu, en 1836, une certaine publicité par les nombreuses circulaires adressées par l'inventeur aux maîtres de forges de

France. Une de ces circulaires en date du 7 septembre 1836, porte ce qui suit :

«1° Les gaz combustibles qui seront pris à la »hauteur du dessus des étalages devront donner, »par leur combustion opérée dans des fours à ré»verbère latéraux, au moyen de l'air atmosphé»rique qu'il sera toujours facile d'y introduire, un »degré de chaleur au moins égal à celui des fours à »*puddler*. 2° La décarburation devra s'y effectuer »aussi facilement que dans les foyers d'affinerie et »les fours à *puddler*, au moyen d'un volume con»venable d'air chaud et de vapeur d'eau qui sera »projeté sur la fonte. 3° Les dispositions proposées »ne refroidiront vraisemblablement pas la partie »inférieure de la cuve du haut-fourneau où s'opère »la fusion. 4° Elles empêcheront au contraire le »combustible, qui devra être du bois desséché par »un mode analogue à celui employé dans les Ar»dennes, de brûler en pure perte dans la partie »supérieure de la cuve. 5° Enfin, les construc»tions nécessaires pour l'essai du procédé seront »peu dispendieuses, soit qu'on en fasse l'application »au moyen d'un haut-fourneau déjà construit, soit »qu'on l'applique dans une nouvelle usine.»

L'essai du procédé de M. Sire n'eut lieu nulle part, et l'inventeur, qui avait employé toutes ses ressources disponibles pour obtenir un brevet de quinze ans et pour lui donner de la publicité, se trouva dans l'impossibilité d'en tenter l'application. Lorsque les journaux industriels annoncèrent en 1841 les résultats obtenus en Allemagne et en France, M. Sire réclama la priorité de la découverte en indiquant dans ses lettres tout ce qu'il devait aux conseils de M. Thirria, alors ingénieur des mines de la Haute-Saône, à qui il avait com-

muniqué ses projets. M. Sire annoncait en même temps que son invention était tombée dans le domaine public, et que tous les maîtres de forges pouvaient librement l'appliquer. La discussion de cette question touche à de graves intérêts et à des titres de propriété dont il ne nous appartient pas de discuter ici la valeur.

NOTICE.

Sur l'emploi du bois et de la tourbe dans la métallurgie du fer;

Par M. Achille DELESSE, élève ingénieur des mines.

Les Annales des Mines contiennent déjà de nombreux mémoires sur l'emploi du bois et de la tourbe dans la métallurgie du fer : ainsi, dans ces dernières années, MM. Berthier, Bineau, Regnault et Sauvage, de Billy, Lefebvre de Fourcy, Élie de Beaumont, Coste, etc., ont fait connaître avec détail divers procédés fondés sur l'emploi de ces combustibles, qui sont pratiqués avec succès. Ayant rencontré dans mon voyage plusieurs usines dans lesquelles on se sert du bois en nature ou de la tourbe, j'ai cherché à les étudier avec soin, et je vais faire connaître ici le résultat de mes observations. Cette notice se divisera en deux parties à peu près indépendantes l'une de l'autre : la première sera relative à l'emploi du bois, la deuxième à l'emploi de la tourbe. Dans chacune de ces parties, je comparerai du reste les résultats obtenus dans les usines que j'ai visitées, avec divers procédés de fabrication du fer généralement employés.

PREMIÈRE PARTIE.

DE L'EMPLOI DU BOIS POUR L'AFFINAGE DE LA FONTE ET LE TRAVAIL DU FER.

L'empire d'Autriche offre plusieurs grandes usines fort remarquables dans lesquelles *on exécute, au moyen du bois seulement, toutes les opérations pour affiner la fonte et travailler*

le fer. C'est principalement au prince de Lobkowitz, directeur général de la monnaie et des mines, qu'est due l'introduction de ces nouveaux procédés : en 1838 il fit construire l'usine impériale de Neuberg, qui fut depuis comme une école où vinrent s'instruire les maîtres et les ouvriers qui montèrent des établissements analogues en d'autres points de la Styrie, en Carinthie et en Hongrie; dans ce moment encore plusieurs jeunes gens y étudient le procédé pour l'introduire en Danemark et en Suède.

Usine impériale de Neuberg, Styrie.

L'usine de Neuberg est située d'une manière très-pittoresque, au fond d'une gorge de 1,200 mètres de profondeur, et sur les bords de la Murtz, qui lui offre un cours d'eau abondant et rapide. Sa disposition générale est celle d'une forge à l'anglaise; sous le même toit se trouvent réunis les fours à puddler et à réchauffer le fer, ainsi que le four à fabriquer la tôle; il y a en outre un marteau de cinglage, des cylindres dégrossisseurs et étireurs, des laminoirs, 2 paires de cisailles, etc. Toutes ces machines reçoivent leur mouvement de roues hydrauliques prises de côté; la quantité d'eau nécessaire à la roue du marteau représente une force de 12 chevaux v., et il faut 33 chevaux v. pour les cylindres étireurs, 45 pour les laminoirs à tôle. Vis-à-vis le corps de bâtiment dans lequel se trouvent réunis tous les appareils qui précèdent, il y a 4 fours pour la dessiccation du bois.

Les constructions sont remarquables en ce qu'elles sont presque complétement exécutées en fer; la toiture est en tôle, recouverte d'un vernis; un pareil bâtiment a donc le grand avantage de réunir toutes les conditions de durée et de solidité, et d'être à l'abri des incendies. Quant à l'exécution des machines et de tout ce qui est instrument de mécanique, elle laisse beaucoup à

désirer ; cet état d'infériorité, qui est en quelque sorte anormal dans un pays possédant d'aussi grandes richesses minérales que la Styrie, doit être attribué à des lois prohibitives trop sévères qui ont permis à l'art de la construction des machines de rester presque stationnaire en Autriche, tandis qu'il prenait de si grands développements en Angleterre, en Belgique et en France.

L'usine de Neuberg, qui n'est en activité que depuis le 17 juillet 1838, a coûté 245,000 francs, en comprenant tous les frais de construction et les travaux de canalisation pour le cours d'eau : déjà depuis plusieurs années elle a rapporté un bénéfice net de la moitié du capital et même davantage. Ce brillant résultat montre bien que la fabrication du fer au moyen du bois en nature, est une fabrication pratique et industrielle.

Je vais faire connaître avec détail quels sont les divers appareils employés et les procédés suivis. Étude des bois.

La première étude à faire est nécessairement celle de l'essence du bois; or, dans les montagnes et les gorges de la Styrie qui avoisinent l'archiduché d'Autriche, les essences résineuses dominent de beaucoup, on trouve principalement le *pinus picea*, le *pinus abies* et le *pinus larix* ; parmi les autres essences, on rencontre encore le hêtre; mais le chêne, le bouleau, etc., sont rares. Le *pinus picea* et *abies* s'emploient presque uniquement dans les nombreuses usines de toute cette portion de la Styrie; généralement on ne carbonise pas le *pinus larix*, qui donne un charbon d'assez mauvaise qualité, on le réserve pour les constructions dans lesquelles on l'emploie avec un grand avantage; aussi lui a-t-on donné le surnom de chêne de Styrie. Dans les foyers d'affinerie, le charbon dont on se sert provient de

pinus picea et *abies*, en proportion à peu près égale, mais à l'usine de Neuberg le *pinus picea* domine. Le tableau suivant fait connaître quel est le poids du pinus picea de Neuberg, lorsqu'il est sec ou vert, et, pour servir de comparaison, j'ai mis en regard celui du hêtre de la même contrée dans les mêmes circonstances.

ESSENCE essayée.	ÉTAT.	DIMENSIONS DE L'ARBRE. Diamètre.	Longueur.	Volume.	POIDS.	POIDS du stère massif.	POIDS du stère avec vides
		m.	m.	st.	k.	k.	k.
Pinus picea.	Vert.	0,598	2,544	0,723	420	581	377
Pinus picea.	Sec	0,457	2,57	0,423	211,12	499	324
Hêtre. . . .	Vert.	0,338	2,517	0,229	229,60	1.002	651
Hêtre. . . .	Sec.	0,580	2,465	0,603	486,64	807	524

L'avant-dernière colonne donne le poids du stère massif, et, par conséquent, fait connaître la densité du bois vert ou sec; quant à la dernière colonne, elle donne le poids d'un stère avec vides. D'après la grosseur des arbres, quand on fait la coupe à Neuberg, il y a de 0,60 à 0,67 de plein, et 0,40 à 0,33 de vide : pour avoir les nombres de la dernière colonne, j'ai supposé qu'il y a 0,65 plein.

Pour achever de faire connaître tout ce qui est relatif à la nature du bois employé à Neuberg, j'ajouterai que par la carbonisation en meules rectangulaires, d'après l'ancienne méthode des forêts, il rend en volume 0,48 à 0,54 de charbon, pesant 144 kil. au mètre cube.

Le bois est très-abondant dans toute cette portion de la Styrie, malgré le grand nombre d'usines qui s'y trouve : ainsi, Forderberg, qui n'est éloigné

que de quelques milles, présente 17 hauts-fourneaux réunis sur un même point, et de quart de lieue en quart de lieue on rencontre des marteaux à fer ou acier. Après avoir abattu le bois sur les flancs de la gorge, on le fait glisser jusqu'au bas de la montagne, et il tombe dans le cours d'eau qui le transporte par flottage à sa destination. Le stère cordé coûte à l'usine, 2f,20 ; c'est un prix qui, comme on le voit, est excessivement bas, et moitié environ de ce que coûte en France le stère de bois empilé dans la coupe.

D'après le mode de transport du bois à l'usine, on conçoit qu'il ne peut être employé immédiatement pour le puddlage ou le réchauffage ; il est nécessaire de le dessécher ; cette dessiccation se fait de deux manières : à l'air libre ou dans des fours.

1° Dessiccation à l'air libre.

Je m'occupe d'abord de la dessiccation à l'air libre. Tout le bois employé à l'usine, qu'il doive ou non être desséché dans les fours, est préliminairement desséché à l'air libre. On le dispose pour cela d'une manière particulière indiquée par le croquis *fig.* 1, *Pl. X* : elle a l'avantage de permettre à l'air de circuler aussi librement que possible, et surtout d'arriver facilement par dessous ; enfin, à la partie supérieure les bûches sont disposées en forme de toit, de manière que l'eau provenant des pluies puisse s'écouler : les bûches inférieures ont une inclinaison de 45°, et sont très-espacées entre elles ; on en met 3 sur une longueur de 1 mètre. Il résulte d'expériences comparatives faites par M. le Bergrath Hampe, directeur de l'usine, que le bois perd, par la disposition précédente, une quantité d'eau hygrométrique beaucoup plus grande que quand il est empilé en tas comme à l'ordinaire. Le poids du stère de bois,

après la dessiccation à l'air libre, est naturellement assez variable; moyennement on peut admettre qu'il est de 3q.m.,30.

2° Dessiccation dans les fours.

Je passe maintenant à la dessiccation dans les fours. Les fours construits à Neuberg, pour la dessiccation du bois, remplissent parfaitement bien leur objet, en ce qu'ils débarrassent le bois de son eau hygrométrique, et que la chaleur qu'ils donnent n'est pas assez grande pour faire dégager le produits volatils qui résultent de la décomposition du bois; enfin, ce qui est la condition la plus importante et la plus difficile à obtenir dans tous les appareils du même genre, ils ont le grand avantage de livrer un produit bien homogène et identique quoique provenant d'opérations différentes.

Description des fours.

L'usine de Neuberg a besoin de 4 fours tels que celui qui est représenté par la *fig.* 2 : ils sont réunis deux à deux sous un même bâtiment, recouvert de tôle enduite d'un vernis qui la préserve de l'oxydation.

Cet appareil s'explique du reste, pour ainsi dire, de lui-même : *a* est le foyer; *b* sont les barreaux de la grille sur laquelle on fait le feu; *c* est le cendrier. Le foyer, ainsi que le cendrier, peuvent être fermés chacun par une porte de tôle qu'on lute même au besoin avec de l'argile quand on craint que le tirage ne soit trop fort.

Les flammes du foyer se rendent dans les deux tuyaux en fonte *d*, puis de là dans la cheminée *e* : cette dernière est munie d'un registre qu'on peut ouvrir ou fermer à volonté; quelquefois même il est nécessaire de le luter; c'est ce que l'ouvrier fait du reste très-facilement, en montant sur le toit qui est comme on voit très-peu élevé.

f est une porte de précaution par laquelle on

peut au besoin nettoyer les tuyaux de fonte ou la cheminée; généralement elle est fermée et enduite d'argile.

Dans l'intérieur du four, le bois présente la disposition que montre la figure dans la coupe transversale; les bûches ne touchent jamais les tuyaux, parce que les portions en contact seraient plus desséchées que le reste, et surtout parce qu'elles s'enflammeraient, ce qui déterminerait bientôt un incendie; elles sont toujours au moins à $0^{m},40$ des tuyaux de fonte au dessus desquels elles forment une espèce de voûte.

k sont des tuyaux en fonte qui sont le plus généralement surmontés de leur couvercle; quand une opération est terminée, on enlève le couvercle luté avec de l'argile, qui est au-dessus de ces tuyaux; de cette manière un courant s'établit dans l'intérieur du four; l'air chaud et irrespirable qu'il renferme se renouvelle, et on peut immédiatement recommencer un nouveau chargement

Enfin *h* et *i* sont des ouvertures par lesquelles les ouvriers peuvent entrer ou sortir le bois; les deux portes *h* sont diamétralement opposées; mais les deux ouvertures *i* sont placées symétriquement : il est clair d'ailleurs que pendant le travail les portes en tôle de ces ouvertures sont fermées et lutées avec de l'argile.

Quant au personnel occupé par le travail des fours, il se compose de deux chauffeurs, plus une dizaine de fendeurs et chargeurs; ils sont tous payés d'après le nombre de stères de bois qu'ils livrent à l'usine.

Voici maintenant comment s'exécute le travail : avant d'être introduit dans le four, le bois subit une petite préparation; il est fendu en bûchettes Travail.

ayant un peu moins de $0^m,80$ de longueur sur une section d'environ 20 ou 15 centimètres carrés : la première espèce de bûchettes est destinée au four à puddler, on lui donne le nom de *puddlholz* ; la deuxième espèce sert pour le four à réchauffer, c'est le *schweizholz*. Étant cordé, le puddlholz présente 0,42 de vides, et le schweizholz 0,46 ; tandis que auparavant, cordé tel qu'il sortait de la forêt, le bois ne présentait que 0,35 de vides. Si donc on désigne par 1 le volume plein ou massif d'une certaine quantité de bois, le volume du bois en forêt équivalent sera 1,53 ; celui du *puddlholz*, 1,72, et celui du *schweizholz* 1,85.

De même, en représentant par 1 le volume cordé à 0,35 de vides, celui du *puddlholz* sera 1,12, celui de *schweizholz* 1,20 ; par suite $\frac{1}{1,12}$ $=0,89$ sera le volume du bois à 0,35 équivalent à 1 de *puddlholz* et $\frac{1}{1,20}=0,83$ sera le volume de ce même bois équivalent à 1 de *schweizholz*.

Après cette préparation le bois est chargé et disposé dans le fourneau comme je l'ai indiqué. On met en une fois environ 50 stères ; on ferme toutes les ouvertures et on les garnit avec de l'argile ; puis on fait du feu sur la grille avec du bois, des racines, ou du bois de rebut, souvent aussi avec des lignites de mauvaise qualité qu'on trouve aux environs de Neuberg.

L'ouvrier chargé de la conduite du feu, lui permet de brûler au commencement ; puis il le modère tout en l'entretenant et il a bien soin de veiller à ce que la température dans l'intérieur du four soit toujours peu élevée ; en mettant la main sur sa paroi extérieure, il peut d'ailleurs très-bien juger de la température ; enfin, il veille surtout à ce que la combustion ne se déclare pas ; la grande

habitude qu'il a de la conduite de l'opération, fait qu'il reconnaît immédiatement au goût des vapeurs qui se dégagent, s'il y a des portions embrasées; dans ce cas, il lute avec plus de soin les ouvertures par lesquelles l'air peut avoir accès, de manière à empêcher complétement son introduction, et alors la combustion ne tarde pas à cesser faute d'aliments.

Quant à l'eau qui se trouve dans le bois, elle se dégage à l'état de vapeur, se condense et s'écoule principalement par-dessous la porte *h* sous laquelle est ménagé un trou à cet effet. Dès que l'ouvrier s'aperçoit que l'opération est terminée, c'est-à-dire qu'il ne se dégage plus d'eau hygrométrique, il laisse s'éteindre le feu, et il a bien soin pour faire le déchargement du four, d'attendre qu'il se soit suffisamment refroidi; car si on ouvrait immédiatement la porte, le bois desséché et encore chaud venant à rencontrer de l'oxygène frais s'enflammerait immédiatement; aussi pour remédier à ces accidents qui arrivent néanmoins quelquefois, a-t-on soin d'avoir toujours une pompe à côté du four duquel on veut opérer le déchargement.

On fait en une semaine deux ou trois opérations, et suivant que le bois retient plus ou moins d'eau on dessèche de 100 à 150 stères dans un four; par conséquent dans les 4 fours environ 500 stères par semaine.

Comme je l'ai déjà dit, le produit qu'on obtient est parfaitement homogène, le bois a pris une couleur un peu rousse et a diminué de volume; d'après M. Hampe, le poids du *puddlholz* est environ de 2q.m.73, et celui du *schweizholz* de 2q.,55; quant à la perte en eau hygrométrique

qui résulte de la dessiccation dans les fours, il est facile de la calculer; mais on conçoit qu'elle doit être assez variable et dépendre beaucoup du temps pendant lequel le bois a d'abord été desséché à l'air libre. La perte en volume qui résulte de la dessiccation dans les fours est de 10 p. o/o ; quant à la consommation sur la grille, elle est dans quelques cas rares de 6 p. o/o du volume du bois chargé; mais quand le bois chargé est un peu humide, elle est de 10 p. o/o : en outre on brûle sur la grille du lignite de mauvaise qualité.

D'après ce qui précède, on peut facilement établir les consommations en bois pour un stère de *puddlholz* ou de *schweihzolz* : elles seront données par le tableau suivant :

	Puddlholz.	*Schweizholz.*
	st.	st.
Bois cordé à 0,35 vides équivalent à un stère à 0,42 ou à 0,46.	0,89	0,82
10 p. 0/0 du volume qui se perd par la dessiccation.	0,089	0,08
	0,979	0,91
	st.	st.
10 p. 0/0 du volume chargé qui est consommé sur la grille.	0,098	0,09
	1,077	1,00

Il faut donc 1st,08 et 1st,00 de bois à 0,35 de vides, pour obtenir un stère de *puddlholz* ou de *schweizholz*.

Le tableau suivant fera maintenant connaître comment sont répartis les frais de main-d'œuvre dans ce travail pour l'une ou l'autre espèce de bois.

	1 stère.	
	Puddlholz.	*Schweizholz.*
	f.	f.
Fendage.	0,097	0,194
Chargement dans les fours et déchargement ; cordage.	0,170	0,170
Surveillance de l'opération et entretien du feu.	0,024	0,024
	0,291	0,388

Enfin, au moyen des deux tableaux précédents, il sera facile d'établir le prix de revient du stère de *puddlholz* ou de *schweizholz* desséché ; c'est ce que fait connaître ce qui suit :

Puddlholz.

	f.
st. f. 1,08 à 2,20 cordé à 0,35 vides. .	2,37
Main-d'œuvre à 0f.,29 par stère fendu, chargé, desséché. . .	0,29
Prix de revient de 1 stère puddlholz.	2,66

Schweizholz.

	f.
ts. f. 1,00 à 2,20 cordé à 0,35 vides.	2,20
Main-d'œuvre à 0,388 par stère. fendu, chargé, desséché, etc. .	0,39
Prix de revient de 1 stère schweizholz.	2,59

Voyons maintenant comment on travaille avec le bois ainsi desséché, et commençons par l'opération du puddlage. Fours à puddler.

Les fours employés pour le puddlage au bois, ont absolument la même forme et à peu près les mêmes dimensions que ceux dans lesquels on fait le puddlage à la houille : la longueur et la largeur de la sole sont seulement moindres; mais si on prend la hauteur de la voûte, la distance au grand et au petit pont, les dimensions de la grille,

enfin la section de la cheminée et sa hauteur, on trouve que ces dimensions sont restées les mêmes.

Le croquis, *fig.* 3, fait connaître les dimensions d'un four avec lequel le travail était très-bon, et le déchet aussi petit que possible.

A côté de la cheminée du four à puddler, *fig.* 4, se trouve un petit four préparateur qui est à la même hauteur que la sole sur laquelle on travaille, et qui sert à chauffer préliminairement la fonte; il eût été mieux placé entre la cheminée et le four à puddler lui-même; s'il n'en est pas ainsi, c'est que sa construction est postérieure à celle du four à puddler, et que pour cela il eût fallu démolir ce dernier.

Trois des fours à puddler sont à une seule sole, mais le quatrième est à double sole; c'est un essai qui a été fait à Neuberg depuis quelque temps par M. le Bergrath Hampe, et qui a donné de très-bons résultats. Ce four, dont le dessin a été pris avec soin, est représenté par la *fig.* 5; on voit que la longueur et la largeur des soles, et aussi les dimensions de la grille, sont un peu plus petites que pour le four à puddler simple. Le premier pont est un peu plus élevé; la hauteur de la cheminée, qui est d'ailleurs commune à deux fours puddler, est plus grande, et elle a été portée de 12 mètres 1/2 à 14 mètres. Il importe de conserver au fourneau les dimensions qui sont indiquées sur le croquis, car on a reconnu qu'en les modifiant, même assez légèrement, surtout près du renard, la deuxième sole pouvait être assez refroidie pour qu'il fût impossible d'y travailler.

On voit que les ponts, de même que dans les fours à puddler simples, sont rafraîchis par des filets d'eau qui traversent les canaux de fonte par lesquels ils sont formés : cela est surtout très-

nécessaire pour le pont qui sépare les deux soles.

Enfin, je ferai remarquer que ces fours ne sont pas construits en briques réfractaires, mais en talc ou savon de montagne parfaitement blanc qui se trouve aux environs de l'usine; il se laisse tailler avec la plus grande facilité en voussoirs, qu'on a bien soin de laisser sur le sol de l'atelier avant de construire le four, parce que autrement ils éclateraient. Ce talc a le grand avantage de résister très-bien à l'action de la chaleur, en sorte qu'un four va ordinairement vingt semaines sans réparation : si on observe qu'un four en briques a généralement besoin d'être reconstruit toutes les semaines, on concevra qu'il en résulte un immense avantage.

Personnel et organisation du travail.

Le personnel d'un four à puddler simple est de 6 ouvriers qui travaillent 3 par 3 et se rechangent de 12 heures en 12 heures; pour un four à puddler double on a l'économie d'un ouvrier chargé de l'entretien du feu et 10 ouvriers suffisent.

Autrefois les puddleurs étaient payés d'après le poids du fer puddlé qu'ils fabriquaient; mais on a reconnu qu'ils s'attachaient plutôt à produire beaucoup de fer qu'à l'obtenir de bonne qualité, et que les ouvriers qui fabriquaient la tôle et le fer en barres en souffraient; aussi maintenant on a essayé de faire travailler tous les ouvriers de l'usine en commun, et on répartit entre eux une certaine somme d'après le nombre de quintaux de fer ou de tôle qui a été livré (1). La semaine se divise d'ailleurs en 11 postes ou schichts de 12 heures de tra-

(1) Quand les ouvriers étaient payés à la journée un maître fondeur recevait 2 fr. 58 c., un aide 1 fr. 87 c., un manœuvre 1 fr. 50 c.

vail : on arrête le samedi à midi et on reprend le lundi à une heure du matin.

Travail du four à puddler simple.

Je passe maintenant à la description du travail. Dans le four à puddler simple on brûle du bois desséché à l'air et du puddlholz; la proportion de ce dernier varie de 2/3 à 1/3 du volume employé suivant que le bois simplement desséché à l'air est plus ou moins humide. L'ouvrier chargeur a toujours soin qu'il y en ait une hauteur de 0m,35 environ au-dessus de la grille, et la combustion ayant lieu très-vite, il est presque constamment occupé à passer du bois dans le fourneau. Comme les barreaux de la grille sont très-écartés, on conçoit qu'une grande quantité de bois à demi consumé doit tomber dans le cendrier; on se garde bien de l'en retirer, et il continue à y brûler complétement. Devant l'ouverture du cendrier, se trouve une plaque de tôle qui, sans nuire au tirage, renvoie la chaleur rayonnante des brandons tombés à travers la grille, et empêche qu'elle ne se perde inutilement : on ne retire du reste les cendres que quand le cendrier est encombré.

Il n'est pas indispensable de brûler du bois desséché dans les fours, et on peut travailler avec du bois simplement desséché à l'air.

Enfin, je ferai observer que quand on commence le travail de la semaine, il faut chauffer le four à puddler pendant 3 ou 4 heures avant de pouvoir faire le premier chargement ; cela est surtout nécessaire si l'on a fait des réparations au fourneau.

La fonte qu'on traite provient toujours de hauts-fourneaux au bois, seulement la durée d'une opération est très-différente suivant que la fonte est grise ou blanche, caverneuse et à lamelles, comme

celle qu'on obtient en traitant du minerai de fer spathique : dans le premier cas, on fait 5 et rarement 6 opérations en 12 heures; dans le deuxième cas, on en fait de 6 à 8.

Moyennement on traite en une fois 200 kil. de fonte; on la fait d'abord chauffer dans le petit four, en la mettant une demi-heure ou trois quarts d'heure avant la fin de l'opération, de manière qu'elle soit à la température rouge quand on fait le nouveau chargement.

Le travail s'exécute de la même manière que dans les fours à la houille, et je n'ai pu saisir aucune différence : l'intérieur du four étant bien clair on peut d'ailleurs le suivre facilement.

Au commencement de l'opération, l'ouvrier jette des scories riches et des battitures du marteau sur la tôle, puis il procède au chargement. Le chargement effectué on ferme tout hermétiquement, on met un morceau de bois dans l'intérieur du four, devant la petite porte de travail; on charge force bois, et on laisse bien tirer la cheminée. Quand la fonte est amenée au point où elle peut se désagréger par l'action du ringard, on diminue le tirage; puis a lieu la réaction des scories riches, un bouillement très-prononcé se déclare dans la masse, après quoi le fer se montre; on le réunit avec le ringard à crochet et on forme les loupes.

En 24 heures un pareil four rend 20 à 23 q. m. fer, et demande moyennement $12^{st},57$, au plus 15 st. de bois.

Travail du four à puddler double.

Dans le four à puddler double, on ne brûle que du bois desséché dans les fours, et généralement c'est de celui employé pour le four à réchauffer ou *schweizholz*, parce qu'il donne un plus grand dégagement de chaleur. Quant au tra-

vail, sa conduite est absolument la même que pour le four simple; les quantités de fonte chargées sur chacune des deux soles sont aussi les mêmes.

Je ferai seulement remarquer que le travail pourrait aller plus vite sur la première sole ou la plus rapprochée de la grille que sur la deuxième, parce que la température est plus élevée; mais comme il est important que les deux opérations marchent de front, afin qu'elles en soient au même point quand on modère ou qu'on active le feu, l'ouvrier de la première sole attend ordinairement celui de la seconde. Il en résulte alors que la durée d'une opération est un peu plus longue que pour le four à puddler simple.

Enfin, il faut encore observer que l'ouvrier, quand il ne travaille pas avec le ringard, a bien soin de mettre des morceaux de bois sur la sole et devant la petite porte de travail: c'est afin d'empêcher que l'air non complétement désoxygéné, qui peut se faire jour, ne nuise à la marche de l'opération.

Je suppose les 6 loupes formées sur chacune des deux soles, le chargeur activera la combustion, on fermera les fourneaux et on donnera un coup de feu pendant quelques minutes; puis l'ouvrier de la deuxième sole enverra le premier les loupes sous le marteau de cinglage; ce marteau pèse 6 1/2 q. m.; il est soulevé par la queue, la longueur totale de son manche est environ de 4 1/2 m. et les tourillons qui le portent sont à 1 1/2 m. de son extrémité. Les loupes qui sont le mieux affinées sont destinées à la fabrication de la tôle, et on les façonne simplement en plaques de $0^m,05$ d'épaisseur; les autres sont passées dans les cy-

lindres dégrossisseurs qui les transforment en *millbars* de $0^m,1$ de largeur sur quelques centim. d'épaisseur; sur les tables des cylindres les ouvriers ont soin de disposer un lit de copeaux de bois qui brûlent en répandant des vapeurs fuligineuses et carbonées, et diminuent ainsi l'oxydation du fer pendant ce travail. Cette opération du cinglage et du passage entre les cylindres ne dure pas plus de 18′ pour les 12 loupes.

Quoique la chaleur dégagée dans les fours à puddler au bois, soit plus que suffisante pour exécuter le puddlage, elle doit cependant être inférieure à la chaleur qu'on obtient généralement dans les fours à puddler à la houille; car on remarque, dans l'opération précédente, que sitôt que les loupes sont sorties du four pour être portées sous le marteau, elles perdent leur couleur blanche et passent rapidement au rouge cerise; ce qui n'a pas lieu ou du moins pas aussi rapidement dans le travail des fours à puddler à la houille.

Pour le four à puddler à double sole, on peut admettre que la consommation, en 24 heures, est au plus de 20 stères de bois, dit schweizholz, et la production moyenne de 42 q. m. de fer : elle peut aller à 46 q. m.

Les tableaux suivants font connaître le travail des fours à puddler simples pendant un trimestre de 1841, et celui de ces mêmes fours à puddler ainsi que celui du four à double sole pendant novembre et décembre de la même année : les mesures employées sont celles de la Styrie, qu'on convertira facilement en mesures métriques en observant que 1 quint. = 100 liv. = $56^{k.},02$.
1 klaf. = 108 p.c. = $3^{st.},406$.

Travail pendant août, septembre, octobre 1841.
Fourneaux I et II.

Semain. de travail.	FONTE CHARGÉE.				FER EN MILLBARS RETIRÉ.			
	F. I.		F. II.		F. I.		F. II.	
	q.	l.	q.	l.	q.	l.	q.	l.
1	192	50	238	»	177	62	215	76
2	203	»	255	50	188	5	240	39
3	227	50	224	»	198	95	203	61
4	241	50	245	»	217	8	226	19
5	231	»	220	50	202	58	200	92
6	189	»	182	»	169	57	164	34
7	266	»	243	»	237	36	218	02
8	210	»	206	50	181	50	184	48
9	150	50	126	»	137	21	116	60
10	241	50	238	»	220	60	214	33
11	241	50	185	50	223	18	168	60
12	231	»	189		273	5	179	55
13	217	»	168		203	85	160	23
Somme	2842	00	2719	00	2570	60	2493	02

Résultat. . . 5.566 q. fonte ont rendu 5.063 q. 62 fer.

Travail détaillé des fourneaux I et II, ainsi que du four double, pendant novembre et décembre 1841.

Semain. de travail.	FONTE CHARGÉE.			FER EN MILLBARS RETIRÉ.		
	F. I.	F. II.	F. double.	F. I.	F. II.	F. double.
	q. l.	q. l.	q. l.	q. l.	q. l.	q. l.
1	189 »	117 50	» »	173 89	145 07	» »
2	206 50	» »	301 »	196 57	» »	267 5
3	231 »	» »	297 50	207 96	» »	265 49
4	» »	185 05	322 »	» »	174 24	298 26
5	» »	» »	308 »	» »	» »	283 23
6	119 »	105 »	59 50	106 06	94 87	53 23
Somme	745 50	407 55	1288 00	684 48	324 18	1167 26

Fourneaux I et II et double, novembre, décembre 1841.

Semain. de travail.	CONSOMMATION en bois desséché.	bois non desséché.	NOMBRE DES SCHICHTS de 12 h. F. I.	F. II.	F. do.	NOMBRE DES CHARGES. F. I.	F. II.	F. double.
	kl.	kl.						
1	37½	7	10½	9	»	54	45	»
2	50	7	11	»	11	59	»	86
3	42½	5	11¼	»	11½	66	»	45—1e sole
4	47	3	»	10½	10½	»	53	40—2e sole
5	24	0	»	»	10⅔	»	»	92
6	37½	3½	5¼	5¼	»	34	30	86
Somme	238,5	25,5	38¼	24¾	43⅔	213	128	351

En prenant la moyenne des résultats donnés par les tableaux précédents, on voit que dans l'un ou l'autre four à puddler : 110 kil. de fonte rend 100 kil. de fer. La perte est donc plus petite que celle qui a ordinairement lieu dans les fours à puddler à la houille. Je ferai, du reste, observer que le nombre 110 est presque un maximum, et que souvent il est beaucoup moindre; ainsi, dans le four à puddler simple dont j'ai donné le dessin, pendant un travail de 20 semaines, 105 k. de fonte avaient rendu 100 kil. de fer.

La quantité de bois desséché qu'on emploie est aussi généralement moindre; mais il faut observer que les résultats précédents se rapportent à l'automne dernier, qui était pluvieux, ce qui avait forcé d'augmenter la proportion de bois desséché dans les fours; ainsi, en novembre et dé-

cembre 1841, un cinquième seulement du bois brûlé dans les fours à puddler simples avait été desséché à l'air.

Généralement on peut admettre que pour le four à puddler simple, il faut par q. m. de fer puddlé, 0st.80 de bois, dont moitié *puddlholz*, moitié bois desséché à l'air.

Pour le four à puddler double, la consommation en *schweizholz* a varié de 0st,70 à 0st,60 par q. m. de fer puddlé; mais en moyenne elle est de 0st,63.

Alors on établira de la manière suivante les consommations pour le four à puddler simple ou double.

Four à puddler simple.

	st.	
110 q. m. fonte donne 100 q. m. fer millbars, avec.	0,40	bois desséché à l'air.
	0,40	bois desséché en les fours.

Four à puddler double.

110 q. m. donne 100 q. m. fer $0^{st.}$,60 schweizholz.

PRIX DE REVIENT.

Four à puddler simple.

Frais spéciaux.

				f.
110 fonte à 15,63 le q. m.				17,19
Bois	desséché à l'air et fendu en puddlholz à 0,29+0,87. 2,20 = $2^{f.}$,20 le stère.	0,40	0,82	1,88
	desséché en les fours et fendu en puddlholz à $2^{f.}$,51 le stère.	0,40	1,06	
Main-d'œuvre pour les forgerons et puddleurs. . .				0,75
Prix de revient du q. m. eu égard aux frais spéciaux.				19,82

Four à puddler double.

Frais spéciaux.

	f.
110 fonte à 15f.,63 le q. m.	17,19
Bois schweizholz desséché à 2f.,59 le stère, pour 0st.,63.	1,63
Main-d'œuvre.	0,70
Prix de revient du q. m. eu égard aux frais spéciaux.	19,52

Comme les frais généraux et divers pour le four à puddler simple ou double sont les mêmes, on peut conclure que l'économie résultant de l'emploi du four à puddler à double sole est de 0f.,30 : cette économie a principalement lieu sur le combustible, celle qui est apportée sur la main-n'étant que de 0f,05.

En Bavière on emploie aussi le bois pour le puddlage de la fonte : il résulte des observations faites par M. Eugène Jacquot, qu'à l'usine d'Unterlinden, dans laquelle on travaille avec deux fours, 112 kil. de fonte rendent 100 kil. de fer puddlé avec 1st.,49 bois. La consommation en bois est très-notablement supérieure à celle de l'usine de Neuberg, quoique l'essence soit la même; mais il faut observer aussi que ce bois a toujours moins d'une année de coupe et qu'on ne le dessèche pas dans des fours, par conséquent il retient une proportion d'eau considérable; de plus il est employé en bûches ayant 1 mètre de long sur une largeur à peu près égale à celle de la main. D'après ce qui précède, on peut considérer la différence entre les deux consommations, de Neuberg et d'Unterlinden, comme représentant l'avantage qui résulte du fendage, aussi bien que de la dessiccation à l'air libre et dans les fours.

Four à réchauffer.

Je passe maintenant au travail du four à réchauffer ou schweizofen. Les dimensions de ce

four sont les mêmes que celles du four à puddler simple, seulement le deuxième pont n'existe pas et la voûte est plus basse de 8 centimètres; la cheminée a 14 mèt. de hauteur. On le construit ordinairement en briques réfractaires, formées de 5 p. d'argile avec 1 de quartz pulvérisé, parce que la pierre talqueuse, qui est très-bonne pour le four à puddler, ne résiste pas aussi bien à la haute température du four à réchauffer : il y a dans l'usine deux *schweizofen*, mais on n'en a jamais qu'un seul en activité.

Quant au personnel, il est de 2 ouvriers, 1 maître et son aide; il est renouvelé tous les 12 heures; ils reçoivent leur salaire avec tout le reste de l'usine, d'après le nombre de quintaux livrés.

Travail. Le travail de ce four est très-simple : comme il est nécessaire d'obtenir une très-grande chaleur, on ne brûle jamais que du bois desséché dans les fours et dit *schweizholz*; outre ce bois qui est chargé sur la grille, on passe constamment des morceaux de 25 centimètres de longueur par la petite porte de travail, afin de brûler l'air qui rentre par là dans le fourneau; enfin, pour que le tirage de la cheminée ne soit pas ralenti par l'arrivée d'air froid dans le renard, on a soin de brûler du bois ou du lignite à son ouverture; on donne au bois employé à la porte de travail et au renard, le nom de *mugelholz*, il en faut 0,03 à 0,04 en volume du bois brûlé sur la grille; il n'est d'ailleurs pas nécessaire qu'il soit desséché. En une fois on charge de 2 à 4 q. m. de fer, et une opération dure toujours plus de 2 heures : on façonne environ 0,80 du fer chargé en grosses plaques qui sont généralement destinées à faire de la tôle pour les chaudières à vapeur. Dans 24 heures, il faut au plus

22 stères de bois, et on ne passe guère que 25 q. m. de fer, rarement on va jusqu'à 35.

Les tableaux suivants font connaître le travail du four à réchauffer pour le trimestre août, septembre et octobre 1841, et avec détail pour novembre et décembre de la même année.

Trimestre août, septembre, octobre 1841.

Fer chargé.			Fer retiré.	Perte.
	q. l.	q.	q. l.	q. l.
Millbars	4602 19	5161 87.	4400 95	760 92
Loupes	32 19			
Rognures	527 49			

Novembre et décembre 1841.

Semain. de travail.	FER CHARGÉ.			FER RETIRÉ.			BOIS CONSOMMÉ	
	Millbars.	loupes.	rognur.	Millbars.	plaques.	fer en barres.	sur la grille.	à la perte de travail et au renard
	q. l.	q. l.	q. l.	q. l.	q. l.	q. l.	kl.	kl.
1	173 28	5 25	9 17	2 70	113 67	41 32	25	1½
2	231 64	29 40	17 4	23 35	189 42	29 11	31	1
3	207 36	5 27	10 »	4 50	180 97	5 2	58	1
4	213 71	54 27	8 59	34 80	156 95	38 15	42	1 n. d.
5	448 18	» »	142 43	183 92	206 75	108 36	73	3 *Id*
6	212 27	» »	7 59	7 40	179 68	» »	30	1 *Id*

Il résulte des tableaux qui précèdent, que pour le trimestre d'automne 1841, 117 de fer puddlé ont rendu 100 de fer, avec 0st97 de *schweizholz* desséché : mais, ainsi que je l'ai déjà fait observer, la saison d'automne est très-défavorable au travail au bois, et le nombre 0st,97 est plus élevé que la moyenne générale de l'année ; en le réduisant à 0st,90 on se rapprochera plus de cette moyenne,

et les consommations devront alors s'établir comme il suit : 117 fer puddlé rendent 100 fer,, avec 0st,90 schweizholz.

La consommation en bois étant rapportée à 1 q. m. de fer, est toutefois considérable; cela tient à ce qu'on travaille principalement dans le four à réchauffer de grosses plaques qui ont besoin de beaucoup de chaleur et de beaucoup de temps pour être amenées à la température du blanc soudant : c'est pour cette raison qu'on est obligé de passer autant de bois dans le four, et que l'opération du réchauffage marche aussi lentement; mais comme ces plaques sont destinées à fabriquer de la tôle pour les chaudières à vapeur, dont le prix est plus élevé que celui du fer de 15 p. o/o, on conçoit qu'il y aura compensation.

On peut du reste établir à peu près de la manière suivante, la dépense en *frais spéciaux* qui résulte du travail précédent combiné avec celui du puddlage.

Frais spéciaux.

				f.
Fonte 129 kil. à 15$^{f.}$,63.				20,16
Bois.	Puddlage. . .	Bois desséché à l'air et fendu en puddlholz, à 2$^{f.}$,05.	0,47	0,96
		Bois desséché dans les fours et fendu en puddlholz, à 2$^{f.}$,66.	0,47	1,25
	Réchauffage.	Bois desséché dans les fours et fendu en schweizholz, à 2^{f},59.	0,90	2,33
Main-d'œuvre pour le puddlage, pour le réchauffage, etc.				1,71
Prix de revient du quintal métrique.				26,41

our à réchauffer la tôle.

Je passe maintenant au travail du four à réchauffer la tôle; il est important dans l'usine,

parce qu'on fabrique une assez grande quantité de tôle qui est employée principalement pour confectionner les chaudières de machines à vapeur. Le croquis, *fig.* 6, montre quelle est la forme du fourneau employé ; celui qu'on a construit cette année a seulement reçu des dimensions un peu plus grandes, ce qui a diminué la consommation en combustible pour un quintal de tôle obtenu. La cheminée, qui est du reste un carré de 93 cent. de côté, a 9 mèt. de hauteur; *a* est une tringle à l'aide de laquelle l'ouvrier peut retirer la plaque de fer qui couvre l'ouverture *b* de la voûte; alors la flamme s'échappant par cette ouverture, il n'est plus gêné par la fumée et peut voir très-bien dans l'intérieur du fourneau. On comprend du reste facilement le but des autres parties de l'appareil.

Il n'y a qu'un seul four à réchauffer qui est 6 à 7 mois en activité. Le travail dans ce four est très-simple; il se réduit à placer sur la sole les plaques de fer qui étant réchauffées sont ensuite travaillées aux laminoirs. On chauffe toujours avec du bois non fendu et tel qu'il vient de la forêt; les bûches brûlées sur la grille ont 1 mèt. de longueur sur un diamètre moyen de 13 cent.

En une fois on charge 3 à 4 q. m. de fer, et en 24 heures on passe environ 40 q. m. pour lesquels il faut moyennement 4 stères de bois ordinaire.

Pendant le trimestre août, septembre, octobre 1841, on a eu les résultats suivants :

On a chargé en grosses plaques. . .	5.572q.	66l.
On en a retiré en feuilles de forte tôle, y compris les rognures.	5.471	33
La perte est donc.	101	33

Cette perte par l'oxydation et par le travail des laminoires est très-faible; ainsi moyennement 102 de fer rendent 100 de feuilles de tôle; mais pour livrer ces plaques au commerce, il faut les découper en rectangle et rogner les bavures; c'est ce qu'on fait au moyen de cisailles; les découpures qu'on obtient ne sont pas perdues, mais on les réunit en paquets et on les passe dans le four à réchauffer; quand on les regarde comme perdues on peut admettre que de 115 de fer chargé on retire 100 de tôle marchande en rectangles de 1 à 2 mètres de longueur sur $0^{m},60$ à 1 m. de largeur.

Quoi qu'il en soit, les consommations sont comme il suit :

102 fer en plaque rendent 100 fer en tôle avec $0^{st},22$ bois non desséché.

Au moyen de ce qui précède, on peut facilement établir les frais spéciaux pour le q. m. de tôle.

Résultats généraux obtenus à Neuberg en 1840.

Le fer qui est obtenu et élaboré à Neuberg, par le procédé que je viens de décrire, est un fer fort dur et aciéreux; il se laisse assez mal travailler dans les cylindres, et se gerce perpendiculairement à sa longueur; cependant il est d'excellente qualité et le gouvernement autrichien l'emploie pour l'artillerie et la marine.

En 1840, avec trois fours à puddler, dont deux seulement étaient en activité, on a obtenu 12.700 q. m. de fer puddlé; ce fer était ensuite en partie passé dans le four à réchauffer, en partie travaillé dans des foyers d'affinerie par la méthode styrienne; le four à tôle a donné 1.053 q. m. de grosse tôle; et on a obtenu 11.219 q. m. de fer, dont 1/20 environ était du fer en barres.

La consommation en combustible pour tra-

vailler ce fer a été de 10.998 st. massifs de bois, tant dans les fours à puddler que dans ceux à réchauffer le fer et la tôle; il a fallu en outre 2.750 st. de charbon employés dans les foyers d'affinerie.

La dépense principale dans la fabrication est de beaucoup celle qui résulte des frais spéciaux, je l'ai fait connaître précédemment; pour les frais de direction on peut compter par q. m. environ 0f.,40, et en outre 0f.,92 pour l'intérêt du capital industriel pris à 5 p. 0/0; comme d'ailleurs l'usine est nouvellement construite, les frais d'entretien sont peu considérables.

Le bénéfice moyen, sur le q. m. de fer, est environ de 9 à 10 fr.

Usine du Wolfsberg en Carinthie.

La Styrie offre encore plusieurs usines dans lesquelles le travail est organisé comme à Neuberg, qui a été pris pour modèle; il est donc inutile d'en parler ici. En Hongrie et en Carinthie on en a aussi établi d'après le même système; voici les résultats principaux du travail, à l'usine de Wolfsberg en Carinthie, qui m'ont été communiqués par M. Vurm, ancien directeur.

Comme à Neuberg, l'usine est montée à l'anglaise; la fonte est puddlée dans le four à réverbère, les loupes obtenues sont cinglées sous le marteau, puis étirées dans les cylindres; on découpe les barres de fer obtenues, et on les repasse par paquets dans le four à réchauffer, puis dans les cylindres fabricateurs.

L'essence du bois employée est principalement le *pinus picea* et le *pinus sylvestris*; ce sont encore des arbres résineux : on a du reste fait des essais avec d'autres essences, et on a reconnu que le bouleau donne une flamme longue, abondante, et qu'il est d'un usage très-avantageux; mais le

chêne, le hêtre et les autres bois feuilles, en général; ne doivent pas être préférés aux bois résineux parce qu'ils donnent une flamme moins longue.

Comme le bois n'est pas amené par flottage à l'usine, on peut l'employer pour le puddlage, après l'avoir seulement bien séché à l'air libre; il est débité en morceaux de $0^m,35$ de longueur sur une section présentant au plus 15 cent. carrés. Celui qui est destiné au travail du four à réchauffer, est coupé en morceaux de $0^m,35$ de longueur, sur 7 cent. carrés de section, et on a eu soin de le faire dessécher dans des fours.

Les dimensions du fourneau de puddlage sont à peu près les mêmes qu'à Neuberg; la hauteur maximum de la voûte est de 63 cent. Quant au four à réchauffer, il diffère assez notablement; la hauteur de la voûte, au-dessus de la sole, est beaucoup moindre, elle est au plus de 32 cent.; la grille se trouve à $0^m,08$ au-dessous de la sole, etc. Le croquis, *fig.* 7, fait du reste connaître ses dimensions.

La fonte qu'on puddle au Wolfsberg est grise; on charge 2 q. m. en une opération dont la durée est de 3 heures; le déchet sur la fonte pour obtenir le fer puddlé, est de 12 p. o/o; en 24 heures, il faut 12 st. de bois desséché à l'air et fendu comme il a été dit ci-dessus.

Dans le four à réchauffer on ne brûle que du bois desséché dans les fours, et le déchet pour obtenir le fer marchand, est de 20 p. o/o du fer puddlé qu'on traite.

Si on compare les résultats du Wolfsberg avec ceux de Neuberg, on voit qu'ici la perte sur la fonte, avant d'obtenir le fer en barres, est de 35

p. 0/0; par conséquent, elle est plus grande que précédemment, et c'est ce qui devait être, parce que la fonte qu'on traite est toujours grise; cela a du reste peu d'influence sur le prix de revient, parce qu'elle ne coûte que 12 fr. le q. m. Quant à la consommation en combustible, elle est à peu près la même dans le four à puddler, mais il paraît que dans le four à réchauffer elle ne serait guère que moitié de ce qu'elle est à Neuberg; ce résultat doit sans doute être attribué à une meilleure construction du four à réchauffer, qui, au Wolfsberg est plus petit, et a une voûte plus surbaissée; à ce que le bois étant découpé en bûchettes très-minces peut se dessécher beaucoup plus complétement dans les fours, et aussi peut-être à ce que, étant plus cher qu'en Styrie, il est ménagé davantage.

Le prix de fabrication du q. m. de fer marchand est de 27 fr.; son prix de vente est à peu près comme à Neuberg, de 36 fr., et par conséquent le bénéfice net est environ 9 fr. par q. m.

Comparaison de la méthode de Neuberg avec celle des foyers d'affinerie de la vallée de la Murtz.

Pour avoir une idée complète des avantages que présente le procédé suivi à Neuberg et au Wolfsberg, il est nécessaire de le comparer avec celui des foyers d'affinerie qui travaillent dans les mêmes circonstances; je prendrai pour terme de comparaison ceux de la vallée de la Murtz dans laquelle se trouve l'usine de Neuberg.

Une partie de ces fours travaille à l'air froid, l'autre à l'air chaud; dans le dernier cas il y a économie sur le charbon, mais la durée d'une opération et la perte sur la fonte restent à peu près les mêmes: voici quelles sont les consommations dans ces deux cas pour obtenir le fer brut et en gros lopins.

Air froid.

st.

110 fonte rendent 100 fer g. lopins, avec 0,977 charbon.

Air chaud.

110 fonte rendent 100 fer g. lopins, avec 0,733 charbon.

Les frais spéciaux, peuvent donc être établis ainsi qu'il suit pour 1 q. m. de fer en lopins.

	Air froid.	*Air chaud.*
	f.	f.
110 fonte à 15f.,63 le q. m.	17,19	17,19
Charbon 0st.,977—0,732 à 4f.,11 le st.	4	3
Main-d'œuvre.	1,20	1,20
	22,39	21,39

Dans le travail précédent, qui correspond à celui du four à puddler, l'avantage reste comme on voit au four à puddler, et à plus forte raison cela a encore lieu lorsqu'on emploie le four double.

Il faut ensuite réchauffer les lopins obtenus et les façonner en barres; c'est ce qui se fait dans des foyers spéciaux qui sont aussi à l'air froid ou à l'air chaud : la consommation en charbon est dans le premier cas de 0st.,56, et dans le deuxième de 0st.,44 par q. m. de fer. Dans cette opération, qui correspond à celle du four à réchauffer, la perte sur la fonte est moindre par la méthode du foyer styrien; quant à la dépense en combustible, il est facile de voir, d'après le prix du charbon et celui du schweizholz, qu'elle est au contraire plus grande.

En résumé, le prix de revient général est moins élevé par la méthode de Neuberg que par celle des foyers d'affinerie de la vallée de la Murtz, à part l'économie sur le combustible, cela tient sur-

tout à ce que pour ces derniers la main-d'œuvre et les frais généraux sont plus considérables : ces deux résultats sont une conséquence de la faible production de ces foyers, dont plusieurs ne travaillent pas plus de 16 heures de suite, et pendant le jour seulement ; ce qui fait qu'ils ne fabriquent que 25 q. m. par semaine. En une fois on traite du reste 80 kil., et la durée d'un affinage est de 3 1/2 à 4 heures.

Le bénéfice sur le quintal métrique de fer en barres, fabriqué dans ces foyers d'affinage, est environ de 6 fr., en prenant ceux qui travaillent dans les meilleurs circonstances ; nous avons vu au contraire qu'à Neuberg il est moyennement de 9 fr.

L'administration des mines d'Autriche a fait travailler dans les anciens foyers les loupes provenant du four à puddler et celles provenant des feux d'affinerie ; il paraît qu'il est résulté de ce travail comparatif, que les premières donnent une économie sur le charbon, et que la perte pour obtenir le fer en barres est aussi moindre.

Les petits propriétaires de marteaux de ces vallées de la Styrie, n'ont pas d'assez grandes ressources pécuniaires pour établir des cylindres étireurs, car cela demande toujours des capitaux assez considérables, et tout ce qui est machine a dans le pays un prix très-élevé ; mais il résulte des expériences précédentes, qu'ils pourront réaliser de très-grands bénéfices, en suivant une marche analogue à celle qui a été adoptée chez nous en *Champagne* ; c'est-à-dire en puddlant la fonte dans le four à réverbère au bois, et en réchauffant les massiaux obtenus, et cinglés sous l'ancien marteau, dans un foyer au charbon de bois.

Ces opérations qui, dans la méthode champenoise, s'exécutent à la houille, se feraient ici avec le bois et le charbon de bois.

Le mode de fabrication du fer au moyen du bois, n'est évidemment susceptible d'application que dans les pays où le bois est à bas prix, et peut être transporté à peu de frais sur le lieu de l'usine; en outre il est bon qu'il soit d'essence résineuse, par conséquent il conviendra en général aux pays du Nord. En France, les Landes sont à peu près la seule localité qui remplisse ces conditions; il est bien probable qu'on pourrait y fabriquer avec succès le fer au moyen des fours à puddler au bois, et par une méthode mixte analogue à la méthode champenoise.

(*La suite à la prochaine livraison.*)

ANALYSES

De substances minérales.

EXTRAITS.

TRAVAUX DE 1840.

1. *Sur le gisement des* DIAMANTS *dans le grès rouge du Brésil*; par M. Claussen (Institut. n° 41.)

C'est au commencement de l'année 1839 que l'on a découvert, pour la première fois, les diamants en place dans la province de Minas de Geraes. Ils se trouvent dans la montagne de Serro de Santo-Antonio de Grammagoa, composée de couches assez puissantes de grès, qui ont par fois l'aspect de l'itacolumite, et qui reposent sur un terrain de transition. Plus de 2000 personnes se sont livrées à l'exploitation de cette montagne, et, comme on n'a suivi aucun ordre dans les travaux, il en est résulté des éboulements considérables. On concasse la roche pour y rechercher et en extraire les diamants. On dit que ceux que l'on rencontre dans le grès psammite sont très-régulièrement cristallisés, tandis que ceux qui sont dans l'itacolumite ont tous leurs angles arrondis.

2. *Découverte de* LA HOUILLE *sur les rives de l'Indus* (Narration d'un voyage à Caboul pen-

dant les années 1836, 1837 et 1839; par M. Burnes) (Biblioth. de Gen., t. 39, p. 278.)

« Les richesses minérales de Kala-Bagh, ses mines de sel gemme, d'alun et de soufre sont déjà connues, et je n'ajouterai pas de nouveaux détails aux descriptions qu'on en a données; mais je mettrai sous les yeux des lecteurs la série des recherches que nous fîmes, dès notre arrivée, dans le but de reconnaître si la contrée pouvait fournir du charbon de terre, recherches qui furent couronnées d'un plein succès. Nous trouvâmes d'abord de la houille assez près de la ville (Schikarpour) à Schukurdara et à Mackud; puis, plus tard et successivement dans douze localités différentes, formant une ligne qui s'étend dans la direction de Cohatven-Ghazni, le long des couches de sel qui traversent l'Indus, et qui continuent au delà; puis plus bas encore à Kanigorum et à Joa, à Miali, et à Nummul, lieux situés entre Pinde-Dadun-Kna-Kala-Bagd, à la distance de vingt ou vingt-cinq milles au plus de la rivière, sur sa rive orientale. Partout où l'on observe le charbon de pierre, il se rencontre dans les lits profonds d'anciennes rivières, maintenant à sec, au fond des canaux creusés par des torrents qui ne coulent que pendant l'hiver. Il y a en outre de l'anthracite à Djummou, au delà de Tchénab et de la houille à Kubal, sur la rive septentrionale de l'Oxus.

Quatre des échantillons provenant de la rive occidentale de l'Indus ont offert tous les caractères de la meilleure espèce de houille, celle où l'on ne retrouve plus aucune trace de substance végétale; un cinquième échantillon a paru être

une sorte de jayet qui pourrait non-seulement servir de combustible pour les besoins habituels de la vie, mais qui aurait de la supériorité pour les machines à vapeur sur toutes les autres qualités de houille, à cause de la proportion considérable de gaz inflammable qui s'en dégage durant sa combustion. La découverte de toutes ces mines a déjà pour résultat de rendre plus active et plus facile la navigation de l'Indus par des bateaux à vapeur. Cette circonstance, si importante par ses suites, peut, dans le cours du temps, révolutionner l'Asie centrale; et très-certainement elle aplanira une grande partie des obstacles qu'opposait aux progrès du commerce la haute et ennuyeuse navigation de ce grand fleuve. »

3. *Sur les altérations éprouvées dans les tourbières, par* L'ESSENCE DE TÉRÉBENTHINE, *ou ses isomères;* par M. Forchhammer. (Revue scient., t. 8, p. 332.)

Dans les tourbières du Danemark, qui paraissent provenir d'anciennes forêts de sapin, on a trouvé dans les fentes du bois une matière cristalline, que l'on a d'abord assimilée à la schérérite, mais qui est réellement formée de deux substances nouvelles; l'une la *tékorétine* (très-fusible), et l'autre la *phylloretine* (qui cristallise en paillettes), et que l'on peut séparer l'une de l'autre, au moyen de l'alcool bouillant qui les dissout toutes les deux, mais laisse déposer la première avant la seconde, par le refroidissement.

La *tékorétine* cristallise en gros prismes incolores : elle fond à 45°, et se distille sans altération à la température de l'ébullition du mercure.

Sa densité est de 1,008; elle est insoluble dans l'eau et très-soluble dans l'éther; elle contient :

Carbone.	0,8717 —	10 at.
Hydrogène. . .	0,1281 —	9

La *phylloretine* cristallise en feuillets amincis flexibles et incolores. Elle fond à 87° 5; elle est insoluble dans l'eau et très-soluble dans l'éther, elle contient :

Carbone.	0,9018 —	40 at.
Hydrogène. . .	0,0921 —	24

En traitant par l'alcool concentré le sapin fossile, évaporant la liqueur, et reprenant le résidu par l'éther, on obtient par l'évaporation spontanée de la liqueur, une résine blanche et cristallisée en prismes peu distincts que je nomme *xyloretine*. Cette résine fond à 165°, et ne peut pas se volatiliser sans altération : elle est incolore, insoluble dans l'eau et très-soluble dans l'alcool et dans l'éther.

Carbone. . . .	0,7897 —	80 at.
Hydrogène. . .	0,1087 —	66
Oxygène.	0,1016 —	4

Elle ne diffère de l'acide sylvique que par deux atomes d'hydrogène; traitée par le potassium, elle dégage de l'hydrogène et se combine avec la potasse produite.

Lorsqu'on épuise le sapin fossile et son écorce avec de l'alcool, la liqueur laisse déposer une matière pulvérulente d'un brun gris que j'ai nommée *boloretine*. Elle fond à 75° et elle contient :

Carbone.	0,7550 —	80 at.
Hydrogène. . . .	0,1170 —	74
Oxygène.	0,1280 —	5

On peut la considérer comme un hydrate d'es-

sence de térébenthine $C^{80} H^{64} + 5 H^2O$. On la rencontre dans beaucoup de tourbières, particulièrement en Hollande.

---

4. *Note sur* LES CENDRES *provenant des sucreries des Antilles*; par M. P. Berthier.

Lorsqu'on évapore le vesou dans des chaudières en cuivre, en chauffant avec le marc des cannes, il se produit une grande quantité de cendres blanches, légères, que le vent entraîne, et il se forme souvent dans le foyer des scories qui sont tout à fait fondues.

Les cendres pulvérulentes entraînées par le vent ont conservé la forme des petits fragments de cannes dont elles proviennent, et elles sont parfaitement blanches. Elles résistent à l'action de l'acide muriatique bouillant, et la potasse liquide n'en dissout pas la plus petite portion. Un échantillon, provenant de la Guadeloupe, a donné à l'analyse :

Silice.	0,68
Potasse	0,22
Chaux.	0,10
	1,00

Il est évident qu'elles seraient extrêmement propres à la fabrication du verre blanc. Il y aurait de l'intérêt à rechercher quelle est la proportion que le marc de cannes brûlé avec soin pourrait en produire.

Les scories qui se forment dans le foyer sont vitreuses, translucides et d'un gris clair çà et là taché de rouge. Elles ne sont attaquables qu'en partie par l'acide muriatique et le résidu n'est pas

décoloré; cela prouve qu'elles ne sont pas homogènes : elles se composent essentiellement de silice, de potasse, de chaux et d'alumine, et elles sont colorées en rouge par du protoxyde de cuivre, qui provient, sans aucun doute, des chaudières, et qui s'y trouve dans la proportion de 0,02 à 0,03. Quant à l'alumine, elle doit être fournie par les briques du foyer, ainsi que par les débris terreux dont le marc de cannes est souillé.

---

5. *Analyse* DU GUANO *des îles de l'Amérique du Sud;* par M. Vœlckel. (Bibliot. de Gen., t. 35, p. 403.)

Le guano, dont on fait un si grand usage dans l'agriculture, m'a donné à l'analyse :

Urate d'ammoniaque.	0,090
Oxalate d'ammoniaque.	0,106
Oxalate de chaux.	0,070
Phosphate d'ammoniaque.	0,060
Phosphate ammoniaco-magnésien. . .	0,026
Sulfate de potasse.	0,055
Sulfate de soude.	0,038
Hydrochlorate d'ammoniaque. . . .	0,042
Phosphate de chaux.	0,143
Argile et sable.	0,047
Substances organiques indéterminées, dont un huitième est soluble dans l'eau, et eau.	0,323
Sel de fer soluble.	trace.
	1,000

On sait que l'acide urique et les urates abondent dans la fiente des oiseaux, et particulièrement de ceux qui se nourrissent de substances très-azotées.

---

6. *Analyse de* L'AIR *de quelques mines du duché de Cornouailles*; par M. Moyle. (Ann. de Ch., t. 3, p. 318.)

La Société royale polytechnique de Cornouailles a proposé un prix pour la meilleure analyse de l'air recueilli au fond d'un cul-de-sac où travaillent deux hommes, à l'extrémité d'une galerie horizontale dans le granit, et d'une autre dans le killas; les échantillons devaient être pris à 15 brasses de tout puits, à plus de 20 brasses au-dessous de la galerie d'écoulement.

Le prix a été décerné à M. Moyle.

On se procurait les portions de gaz des différentes veines de mines, en vidant des flacons remplis d'eau ou de mercure, aux endroits voulus : on avait soin de laisser dans les flacons une petite quantité d'eau ou de mercure, on graissait les bouchons, et après les avoir serrés autant que possible, on les cachetait ; enfin, les flacons remplis de cette manière étaient maintenus renversés jusqu'au moment de leur examen.

Dix-sept analyses ont donné les résultats suivants :

	(1)	(2)	(3)	(4)
Azote.	0,81519	0,83240	0,80980	0,85010
Oxygène.	0,18416	0,16690	0,18950	0.14760
Acide carbonique. .	0,00065	0;00075	0,00065	0,00230

	(5)	(6)	(7)	(8)
Azote.	0,82895	0,84705	0,83451	0,82356
Oxygène.	0,17010	0,15150	0,16450	0,17544
Acide carbonique. .	0,00095	0,00145	0,00099	0,00100

	(9)	(10)	(11)	(12)
Azote.	0,83237	0,8536	0,8352	0,8320
Oxygène.	0,16693	0,1451	0,1635	0,1672
Acide carbonique. .	0,00070	0,0013	0,0013	0,0008

	(13)	(14)	(15)
Azote.	0,8171	0,8216	0,8152
Oxygène.	0,1812	0,1778	0,1842
Acide carbonique. .	0,0007	0,0006	0,0006

	(16)	(17)
Azote.	0,82556	0,83146
Oxygène.	0,17282	0,16764
Acide carbonique. .	0,00082	0,00090
Hydrogène sulfuré.	0,00080	forte trace.

(1) Mine de Wheal-Var. Étain dans le schiste. Air pris à 250 hrasses au-dessous de la surface, et quelques minutes après un coup de mine. Il y avait deux bommes dans l'excavation. P. s. 997.

(2) Même mine. Air pris 10 minutes après avoir mis le feu à la mine. P. s. 993.

(3). Même mine. Air pris une demi-heure après avoir mis le feu à la mine. P. s. 997.

(4) Même mine. Air pris au moyen du mercure, au niveau de 36 brasses. Quatre hommes travaillaient dans une galerie sans issue. La lumière brûlait avec difficulté. P. s. 994.

(5) Mine de Great-Work. Granite, étain et cuivre. Air pris à 170 brasses de profondeur, à 30 brasses de tout puits, et au moment même où le feu a été mis à la mine. P. s. 991.

(6) Même mine. Air pris 15 minutes après un coup de mine. P. s. 992.

(7) Même mine. Air pris immédiatement après

un coup de mine, à 150 brasses de la surface. P. s. 995.

(8) Même mine. Air pris une demi-heure après un coup de mine, à 125 brasses de la surface.

(9) Mine de Carn-Brea. Cuivre dans le granite. Air pris à 105 brasses de la surface, immédiatement après un coup de mine. P. s. 994.

(10) Même mine. Air pris à 95 brasses, dans une cavité que deux hommes exploitaient seulement pendant seize heures par jour, et trois quarts d'heure après le coup de mine. P. s. 992.

(11) Mine de Tresaveau. Cuivre dans le granite. Air pris à 156 brasses de profondeur, immédiatement après un coup de mine. P. s. 993.

(12) Mine de Wheal-Ann. Etain dans le granite. Air pris au fond d'une galerie de 80 brasses où deux hommes travaillent sans employer la poudre. P. s. 995.

(13) Même mine. Aérée par une machine et une chute d'eau. P. s. 997.

(14) Mine de Consols. Cuivre dans de l'ardoise. Air pris dans les cavités les plus profondes. P. s. 997.

(15) Même mine. P. s. 997.

(16) Mine de Wheal-Vor. Air pris à 230 brasses de profondeur, une demi-heure après le coup de mine. P. s. 994.

(17) Mine de Binner-Downs. Cuivre dans le schiste. Air pris au fond d'une galerie horizontale de 104 brasses, dans laquelle deux hommes travaillaient. P. s. 996.

---

7. *Du dégagement spontané de l'*HYDROGÈNE SULFURÉ, *dans les eaux de la côte occidentale*

d'Afrique et d'autres localités; par M. Daniel. (Phil. mag., n° 121.)

L'amirauté ayant constaté que le doublage en cuivre des vaisseaux était plus altéré pendant un voyage de neuf mois le long des côtes occidentales d'Afrique, que par trois ou quatre ans de navigation dans d'autres contrées, a fait recueillir des échantillons de l'eau prise à l'embouchure des principales rivières de la côte d'Afrique, pour en faire faire l'analyse, dans l'espoir que cette analyse ferait découvrir la cause du phénomène. Les échantillons soumis à l'analyse ont donné les résultats suivants, pour le volume d'un gallon.

	(1)	(2)	(3)	(4)
	pc.	pc.	pc.	
Hydrogène sulfuré. .	6,18	6,99	1,21	»
	grains.	grains.	grains.	grains.
Chlore.	943,14	1411,68	970,92	1184,11
Acide sulfurique. . .	82,70	92,47	92,10	109,80
Chaux.	19,14	14,75	17,36	14,17
Magnésie.	27,68	35,70	33,65	44,78
Magnésium.	32,71	12,46	47,11	28,54
Sodium.	563,33	916,20	553,06	732,32
Potassium	trace.	trace.	trace.	traces.
	1668,70	2483,26	6714,20	2113,72

	(5)	(6)	(7)
	pc.	pc.	pc.
Hydrogène sulfuré. .	»	11,69	0,67
	grains.	grains.	grains.
Chlore.	1130,75	1467,35	106,11
Acide sulfurique. . . .	120,08	115,20	2,30
Chaux.	23,05	23,21	»
Magnésie.	48,58	41,02	»
Magnésium.	35,41	28,44	»
Sodium.	683,60	921,60	70,00
Potassium.	traces.	traces.	
	2035,87	2596,84	168,41

(1) Eau de la rivière de Sierra-Leone, prise à trois milles de son embouchure, à marée basse, le 24 septembre 1839. P. s. 1018,5. Elle sentait fortement l'hydrogène sulfuré.

(2) Eau de la rivière Volta, prise en mer à 28 milles de l'embouchure, le 4 septembre 1839. P. s. 1025,4.

(3) Eau de la rivière Bonny, prise à l'ancre, le 9 octobre 1839. Elle n'avait qu'une légère odeur d'hydrogène sulfuré.

(4) Eau de la rivière Mooney, qui se décharge dans la partie N.-E. de la baie de Corijco, prise à 1 mille de l'embouchure, le 4 septembre 1839. P. s. 2104. Elle ne sentait pas l'hydrogène sulfuré.

(5) Eau de la rivière de Gaboon, prise à 8 milles en deçà de l'embouchure, le 10 septembre 1839. P. s. 1023.

(6) Eau de la baie du cap Lopez, prise à environ 10 milles du Cap, le 28 septembre 1839. P. s. 1026. Elle exhalait une forte odeur d'hydrogène sulfuré.

(7) Eau de la rivière Congo, prise à l'embouchure en avant de la pointe du Requin, le 11 novembre 1839. P. s. 1002. Elle n'exhalait qu'une légère odeur d'hydrogène sulfuré.

J'ai examiné en outre :

(8) De l'eau de la rivière de Congo, prise à 35 milles au-dessus de l'embouchure, le 11 novembre 1839. Sa p. s. était de 1000,3 : elle ne sentait pas l'hydrogène sulfuré, et elle ne contenait que 8 gr. par gallon, d'un mélange de chlorures de sodium et de magnésium et de sulfate de chaux.

(9) De l'eau de la rivière Bango, prise à 40

milles de l'embouchure, le 26 décembre 1839. Sa p. s. était de 1026,4. Elle sentait fortement l'hydrogène sulfuré : elle contenait 2736 gr. par gallon, de chlorure et de sulfate combinés avec la soude, la magnésie et la chaux.

(10) De l'eau prise dans les rivières Bango et Daude, le 29 décembre 1839. Sa p. s. était de 1026,7 : elle ne sentait pas l'hydrogène sulfuré et contenait 2624 gr. par gallon de chlorure et de sulfates de soude, de magnésie et de chaux.

Le docteur Marcet a trouvé, en 1819, de l'hydrogène sulfuré dans une eau rapportée de la mer Jaune, par le capitaine Barel-Hall.

Sir William Burnett a trouvé aussi de l'hydrogène sulfuré dans des échantillons d'eau provenant de la rivière Bonny et de la rivière Lagol, qui avaient été recueillis par le navire *le Scoot*, en mars 1839.

J'ai examiné les feuilles de cuivre altérées provenant du doublage de *la Bonetta*, et j'ai reconnu qu'elles étaient recouvertes à l'extérieur d'une croûte verte d'oxychlorure, et au dedans d'une croûte noire de sulfure de cuivre. Il est évident d'après cela que l'altération du doublage résultait de l'action corrosive de l'hydrogène sulfuré. Je pense que l'on pourrait obvier à cet inconvénient en protégeant le cuivre par une armure de zinc mobile que l'on mettrait en contact avec le doublage quand on le jugerait nécessaire.

Quant à l'origine de l'hydrogène sulfuré, qui se trouve en dissolution dans les eaux, sur une étendue de plus de 16° des côtes d'Afrique, on ne saurait douter qu'elle ne soit due à l'action qu'exercent les matières végétales sur les sulfates contenus dans l'eau de la mer.

Mais maintenant on peut se demander si l'existence de ce gaz délétère dans l'atmosphère, conséquence de sa dissolution dans l'eau, ne doit pas accompagner ces miasmes qui ont été si funestes à tous les explorateurs de l'Afrique. Dans le récit de leur expédition dans l'intérieur de l'Afrique, en remontant le Niger, MM. Mac-Grégor, Land et Oldfield disent : « Les principales causes de mortalité sont le passage d'un océan sans bornes à une rivière étroite et tortueuse, l'absence des brises de mer, et le dégagement de miasmes putrides qui s'élèvent des marécages environnants. Il faut en avoir senti l'horrible fétidité pour concevoir l'accablement physique et moral et les sensations de malaise et de dégoût auxquelles on finit souvent par succomber. »

Ces observations étaient faites dans les mêmes lieux d'où provenaient les eaux que j'ai examinées.

---

8. *Considérations sur l'insalubrité de l'*AIR *dans les* MAREMMES; par M. Paul Savi. (Ann. de Ch., t. 3, p. 344.)

Plusieurs parties de la Toscane et diverses régions de l'Italie méridionale, sont affligées d'un fléau que l'on désigne dans le pays sous les noms de *cattiv' aria* ou *mal' aria* (mauvais air); j'ai étudié chacune des localités insalubres afin de rechercher dans les phénomènes propres à ces lieux, l'origine de cette insalubrité.

Dans les vallées basses des environs de Volterra, il n'y a pas de marais. Le pays présente un terrain formé par des dépôts marins tertiaires, composés en grande partie de marnes argileuses

grises, qui renferment souvent dans leur sein des masses séléniteuses imprégnées de soufre et de sel marin. On dit, dans le pays, que ce terrain, après avoir été desséché par les chaleurs de l'été, recevant l'action des eaux pluviales, éprouve une espèce de fermentation qui produit des miasmes délétères. C'est effectivement après les pluies et les inondations que les maladies commencent à devenir communes.

Tous les marais ne paraissent pas capables de produire des miasmes nuisibles; il faut les distinguer en *marais malsains* et *marais indifférents*. Il est connu maintenant que ces derniers sont ceux qui ne contiennent presque pas de sels en dissolution, ou dont le fond ne contient pas de produits minéraux marins. Les marais malsains tiennent en dissolution une proportion notable de sels, et on peut les diviser en trois catégories, suivant que ces sels proviennent, 1° d'eaux minérales; 2° des eaux de la mer; 3° du terrain même. Dans les maremmes toscans, les marais malsains appartiennent surtout à ces deux dernières catégories.

Les terrains marécageux continuent d'être encore assez longtemps des foyers d'insalubrité et leur assainissement ne devient complet qu'au bout de quelques années. Ces terrains dangereux renferment du sel marin, et produisent des efflorescences aux époques de sécheresse. Ils sont incapables de développer la végétation de la plupart des plantes qui croissent dans les terrains sains.

Il est connu depuis longtemps que les eaux salées, lorsqu'elles viennent à se mélanger avec des eaux marécageuses, deviennent une cause d'insalubrité. Il y a des exemples d'effets semblables

dans l'influence des eaux minérales. Tel était le lac de Rimigliano, situé entre Torre san Vincenzo et le promontoire de Papulondon : ce marais n'existe plus depuis 1832. Le fond du lac, reposant sur une couche noire d'origine marine, était formé d'une matière d'un blanc jaunâtre, de consistance pâteuse, quelquefois gélatineuse, remplie de fragments de tiges de *chara hispida* (la seule plante végétant dans ces marais); agitée, cette vase dégageait une odeur insupportable, qui était due à du gaz hydrogène sulfuré et à une substance organique (*putérine*). La partie solide du dépôt est un mélange de matières organiques, de carbonate et sulfate de chaux, etc. Il n'est pas douteux que l'hydrogène sulfuré ne provienne de la réaction qui s'exerce entre les substances organiques et les sulfates. Les gaz étaient en outre mêlés d'hydrogène carboné qui pouvait contribuer à l'insalubrité.

Dans les ports de Vada, de Porto-Nuovo, de Piombino et dans l'ancien port de Talamone, etc., des amas d'algues qui sont baignés par des eaux douces en communication avec les eaux de la mer, deviennent des causes très-actives d'insalubrité. La présence de l'hydrogène sulfuré dans les produits de la putréfaction, a été constatée, et quelques expériences ont prouvé que l'algue n'entrait pas en putréfaction dans l'eau pure en dégageant de l'hydrogène sulfuré : pour qu'un tel dégagement ait lieu, la présence des sulfates dans l'eau est nécessaire.

Il y a des faits qui prouvent que l'hydrogène sulfuré n'est pas toujours capable de produire des fièvres. Mais comme dans toutes les localités des maremmes où règne un air malsain, on voit le gaz hydrogène sulfuré ou carboné, surtout le

premier, prendre naissance, on est naturellement tenté de regarder leur formation comme étant au moins liée avec la cause d'insalubrité.

Je ne veux pas cependant affirmer que l'insalubrité dépende d'une cause unique : diverses circonstances peuvent concourir à développer ces influences nuisibles ou à augmenter beaucoup leur malignité. Tel est l'effet déjà attribué par plusieurs savants à l'influence des vents du midi et au *siroco*, qui, refoulés par la chaîne des Apennins, paraissent accroître l'insalubrité avec énergie, tandis que les vents du nord exercent une influence favorable dans les pays insalubres.

---

9. *Analyse de l'eau minérale de* LA CAILLE (Savoie); par Pyrame Morin. (Bibl. de Gen., t. 35, p. 166.)

L'eau minérale de La Caille est située en Savoie, sur la rive gauche du torrent des Usses, à quatre lieues de Genève, à une demi-lieue de Cruseille et à dix minutes du village de La Caille. Il y a deux sources qui sont de la même nature et qui sortent l'une et l'autre d'un rocher calcaire : elles jouissent d'une grande réputation dans le pays à cause de leurs effets médicaux. Elles fournissent ensemble 100 litres d'eau par minute.

Cette eau a une température de 30° centig. Elle répand une très-forte odeur d'hydrogène sulfuré, et elle laisse dégager des gaz qui se composent à peu près de 1 partie d'acide carbonique, pour 1 partie d'acide sulfhydrique, et 2 parties d'azote. Les parois du rocher qu'elle traverse sont recouvertes de glairine, et le fond du bassin est recou-

vert d'un dépôt noir pesant, et qui se compose de débris de feuilles, de sable, de carbonate de chaux, de carbonate de magnésie, de silicate de magnésie, de silicate d'alumine, de sulfate de chaux, de sulfure de fer, de sulfure de manganèse, de glairine et de soufre. Sur 1000 grammes l'eau contient :

Gaz. . . .	Acide carbonique. . . .	0,0166	— 8,04c.c.
	Acide sulfhydrique. . .	0,0071	— 4,64
	Azote.	0,0320	— 25,16
Substances fixes. . .	Bicarbonate de potasse.	0,0039	
	Bicarbonate de soude. .	0,0636	
	Bicarbonate de magnésie.	0,0188	
	Carbonate de chaux. . .	0,1040	
	Sulfure de calcium. . . .	0,0052	
	Chlorure de sodium. . .	0,0050	
	Sulfate de chaux.	0,0120	
	Sulfate de magnésie. . .	0,0512	
	Sulfate d'alumine. . . .	0,0046	
	Silicate d'alumine. . . .	0,0052	
	Silicate de magnésie. . .	0,0215	
	Glairine.	quantité indéterminée.	
		0,3501	

M. Morin a examiné la glairine des eaux de La Caille au microscope, et voici le résultat de ses observations. Les substances qui se trouvent dans la matière organique des eaux de La Caille, sont :

1° Des fils conservoïdes auxquels j'ai donné le nom de *thermatoseiræ*. Ce sont des fils d'un blanc-grisâtre, de $0^m,0025$ à $0^m,0075$ d'épaisseur, contenant dans leur intérieur des grains d'un brun noirâtre se rapprochant de la forme sphérique, unis ensemble sous forme de chapelets, mais montrant entre eux des espaces incolores égaux au diamètre de ces globules, ou bien deux ou même trois fois aussi grands qu'eux. Dans

quelques fils, toute l'extrémité reste hyaline et incolore, ne contenant point de globules. Les fils sont simples ou réunis en verticilles, mais ils ne partent pas d'un point central, quoique étant rapprochés les uns des autres. Leur nombre varie de 5 à 50 au plus.

2° Il y a encore dans l'eau minérale une matière glaireuse d'un blanc jaunâtre qui offre sous le microscope l'aspect d'une membrane hyaline contenant des grains très-fins. A la surface de ces membranes se trouvent des fragments non adhérents d'une substance minérale ; par place on voit des petits cristaux en forme d'aiguilles. Ces pellicules sont en partie entrelacées avec les fils décrits plus haut.

---

10. *Histoire chimique, médicale et topographique de* L'EAU MINÉRALE SULFUREUSE *de l'établissement thermal d'Allevard* (Isère) ; par M. Dupasquier. (Paris, 1841.)

Un litre de l'eau sulfureuse d'Allevard contient :

Produits gazeux.	cent. c.
Acide sulfhydrique libre. . .	24,75
Acide carbonique.	97,00
Azote.	41,00

Produits solides.	Sels anhydres.	Sels cristallisés.
	gr	gr.
Carbonate de chaux. . . .	0,305	0,305
— de manganèse.	0,010	0,015
— de fer.	trace.	trace.
Sulfate de soude.	0,535	1,211
— de magnésie. .	0,523	0,065
— de chaux. . .	0,298	0,374
— d'alumine. . . .	trace.	trace.
Chlorure de sodium. . . .	0,503	0,503
— de magnésium.	0,061	0,061
— d'alumine. . .	trace.	trace.
Acide silicique.	0,005	0,005
Matières bitumineuses, glairine.	indéterminées.	

Le gaz que l'eau laisse dégager spontanément, est de l'azote. Il se fait dans les sources des dépôts de glairine et de boues noires, qui sont essentiellement composés de carbonate de chaux et de sulfure de fer. Les rochers qui environnent ces sources, sont recouverts d'incrustations de sulfates de chaux et de magnésie, et imprégnés d'acide sulfurique.

---

11. *Sur les* EAUX THERMALES *de la province de Constantine;* par M. Tripier. (Ann. de Ch., t. 1er, p. 340.

Sur la route qui conduit de Bone à Constantine, il existe deux localités où l'on rencontre un grand nombre de sources minérales, l'une à Hammam-Berda, et l'autre à Hammam-mez-Koutin.

A Hammam-Berda, l'eau des différentes sources s'écoule dans un bassin elliptique de 36 à 42 mètres de diamètre, qui est de construction antique. Le volume de cette eau est suffisant pour faire tourner un moulin; la température de toutes les sources est la même, et de 29°.16 centigrades. L'eau est limpide, incolore, inodore, et sa saveur est agréable. Elle laisse dégager spontanément environ le cinquième de son volume de gaz, qui sont composés de :

Azote.	0,86 en volume.
Acide carbonique.	0,12
Oxygène.	0,02

1 litre d'eau minérale contient :

	gr.
Chlorure de sodium. . . .	0,02115
— de magnésium. .	0,01899
Sulfate de soude.	0,05254
— de magnésie. . .	0,00733
— de chaux.	0,02000
Carbonate de chaux. . . .	0,20000
— de magnésie. . .	0,03725
— de strontiane. . .	trace.
Silice.	0,01000
Matière organique et soufre.	0,02000
	0,38766

Les sources de Hamman-mez-Koutin ont couvert et exhaussé par leurs dépôts, sur une demi-lieue de long, la base légèrement déclive de la montagne qui borde l'horizon vers le sud. Les hauteurs environnantes ont de 1 000 à 1 320 mètres au-dessus de la mer; le niveau des sources est d'environ 200 mètres.

Les sources sont dans un état continuel d'ébullition, occasionné par le dégagement des vapeurs et des gaz. Ces gaz se dégagent non-seulement de l'eau des sources, mais aussi de toutes les fissures du sol. Ce sol résonne sous le pied des passants : c'est une accumulation de dépôts successifs. Leur épaisseur est considérable et l'espace qu'ils recouvrent est immense; mais les sources ont disparu des endroits les plus élevés et les vieux cônes restent là debout et à sec. C'est seulement vers le bas de la colline, sur le bord de la rivière, que sourdent les eaux d'aujourd'hui. Six ou huit des principales sources en donnent chacune un volume comparable à un cylindre de 3 pouces de diamètre.

La température de la plupart des sources est de

95 degrés centigrades ; l'eau est incolore, son odeur est très-légèrement sulfureuse, sa saveur diffère peu de celle de l'eau ordinaire, sa pesanteur spécifique est de 1.002027. Les gaz qu'elle laisse exhaler sont composés de :

Acide carbonique.	0,970 en volume.
Acide sulfhydrique.	0,005
Azote.	0,025

	gr.
Chlorure de sodium.	0,41560
— de magnésium. . . .	0,07864
— de potassium. . . .	0,01839
— de calcium.	0,01085
Sulfate anhydre de chaux. . .	0,38086
— de soude. . .	0,17653
— de magnésie.	0,00763
Carbonate de chaux.	0,25722
— de magnésie. . . .	0,04235
— de strontiane. . . .	0,00150
Arsenic dosé à l'état métallique.	0,00050
Silice.	0,00070
Matière organique, environ. .	0,00600
Fluorure, oxyde de fer.	traces.
	1.39677

Lorsque l'eau est revenue à 60 degrés, il s'y développe des matières organiques en grande quantité, et qui se mêlent aux dépôts pierreux sous toutes sortes de formes.

Quand les gaz sulfurés arrivent dans les parties caverneuses et perméables à l'air des masses tufeuses, vers la surface du sol, ils y déposent des quantités notables de soufre, sous forme d'incrustations cr stallines, ou des géodes tapissées d'octaèdres allongés, très-réguliers. Mais, dans les solfatares, l'hydrogène sulfuré subit, au contact du travertin, une combustion complète de laquelle

résulte de l'acide sulfurique, qui convertit le calcaire en gypse fibreux qui tapisse dans tous les sens les cavités de couches qui ont quelquefois plusieurs pouces d'épaisseur.

Il existe sur le plateau qui domine la rive gauche de l'Oued-Senior, un grand nombre de sources dont la température varie de 50 à 60 degrés.

On remarque que les poissons (barbeaux) vivent très-bien dans les bassins où l'eau est ramenée à la température de 40 degrés par son mélange avec de l'eau froide, et que les lauriers roses se développent admirablement et présentent une floraison hâtive au bord d'une eau qui a 48 degrés de chaleur.

Dans le trajet de la rivière, où l'eau possède une température de 40 à 50 degrés, son lit est tapissé d'une couche épaisse de conferves filiformes, qui se décomposent en laissant dégager des gaz infects.

---

12. *Analyse de quelques dépôts de* SOURCES VOLCANIQUES *des Açores*; par M. Hochstesser. (J. d'Erd., t. 25, p. 375.)

Dans l'île Flores, tout à fait à l'ouest des Açores, il existe une source minérale qui se fait jour à travers des basaltes et des trachytes, et qui donne lieu à un dépôt terreux très-épais, quoique peu étendu. Ce dépôt est presque friable et âpre à la langue; l'acide muriatique lui enlève 0.13 d'oxyde de fer, et le résidu est composé de :

Silice.	0,676
Oxyde de fer. . .	0,210
Alumine.	0,102
Chaux.	0,010
	0,998

C'est un silicate neutre.

J'ai recueilli au lieu dit Furnas, à Terceire, deux dépôts qui paraissent provenir d'anciennes sources volcaniques : l'un est rouge et friable, et ne renferme que de l'oxyde de fer, avec traces de silice et d'alumine; l'autre est d'un blanc terreux, plus cohérent, et présente çà et là des parcelles de soufre. Il contient :

Soufre.	0,222
Silice.	0,770
Oxyde de fer. .	0,011
	1,003

13. *De la* SUBSTANCE EFFLEURIE *qui se forme aux murs des bâtiments, et de l'existence de* SELS ALCALINS *dans le carbonate de chaux de formation tertiaire;* par M. Vogel père. (Journ. de Pharm., t. 27, p. 611.)

Il y a plus de vingt ans que j'ai constaté que la couche blanche dont se recouvrent les nouveaux édifices à Munich, n'est pas du salpêtre, comme on le croyait, mais bien un mélange de carbonate et de sulfate de soude.

La chaux qui provient de la cuisson de la pierre calcaire, que l'on trouve en cailloux roulés sur le bord de l'Isar, renferme une quantité notable de carbonates de soude et de potasse, et une trace de chlorure de sodium.

La pierre calcaire des murs renferme une petite quantité de chlorures et de sulfates alcalins, que l'on n'en sépare qu'en partie par l'eau, mais que l'on dose au moyen de l'acide nitrique.

14. *Analyse de la* LEUCITE *et de l'*ANALCIME ; par M. Awdejew. (Ann. de Pog., t. 55, p. 107.)

On a refait l'analyse de ces minéraux dans le but de rechercher si, comme les feldspaths, ils renferment à la fois de la potasse et de la soude. La leucite de la Somma et l'analcime de Brevig en Norvége, ont donné :

	Leucite.	Analcime.
Silice.	0,5605	0,5516
Alumine.	0,2303	0,2355
Potasse.	0,2040	0,0000
Soude.	0,0102	0,1423
Eau.	0,0000	0,0826
	1,0050	1,0120

15. *Analyse de diverses variétés de* FELDSPATH. (An. de Pog., t.55, p. 365).

Ces analyses ont été faites sous la direction de M. G. Rose par plusieurs de ses élèves.

1° *Feldspath proprement dit.*

On a voulu savoir si la potasse et la soude s'y trouvent toujours ensemble. Trois variétés ont donné :

	(1)	(2)	(3)
Potasse	0,1417	0,0885	0,1018
Soude	0,0144	0,0506	0,0350
Chaux	traces.	0,0021	0,0011
Magnésie. . . .	traces.	0,0031	0,0000
Alumine. . . .	0,1818	0,2003	0,2100
Oxyde de fer. .	traces.	0,0018	0,0000
Silice.	0,6575	0,6720	0,6591
	0,9954	1,0184	1,0070

(1) Adulaire du St-Gothard, gros cristal.
(2) Feldspath de Schwarzbach dans le Riezas-

gebirge (Silésie), blanc rougeâtre, en beaux cristaux dans le granite, souvent accompagnés de cristaux d'albite.

(3) Feldspath d'Alabaschka, dans l'Oural, blanc jaunâtre, translucide, en cristaux dans le granite.

On voit d'après ces analyses et d'après celles d'Abich et de Berthier, que la proportion de soude est quelquefois plus considérable dans les feldspaths du granite que dans les feldspaths volcaniques.

2° *Minéral de Pensylvanie ressemblant à l'albite.*

Ce minéral a la forme primitive adoptée par Hauy pour le feldspath; les faces dominantes sont formées par le plan P du clivage le plus parfait; les deux autres sont les faces M, et enfin les deux dernières les faces T. P est brillant, mais M et T sont ternes; de plus la face P est unie, et ne présente pas les raies parallèles à M comme cela a lieu dans l'albite. Sur M on remarque bien des raies; mais elles ne sont pas parallèles à P, comme cela à lieu ordinairement pour l'albite et le labrador. Le goniomètre d'application donne P—M=90°; P—T=112°.

Deux analyses faites au moyen du carbonate de soude et de l'acide fluorhydrique ont donné :

Soude. . .	0,0991	oxygène. 253	331
Potasse. .	0,0157	26	
Chaux. . .	0,0144	40	
Magnésie.	0,0031	12	
Alumine .	0,1964	917	
Silice. . .	0,6720	3491	
	1,0007		

Ce minéral ne pourrait donner la formule de

l'albite qu'en faisant abstraction de la chaux et de la magnésie.

3° *Oligoclase d'Ajatska dans l'Oural.*

En cristaux longs d'un pouce et demi dans une pâte blanche.

Soude. . . .	0,0755	oxygène.	193	360 — 1
Potasse. . . .	0,0391		66	
Chaux. . . .	0,0216		60	
Magnésie. . .	0,0105		41	
Alumine . .	0,1968		946	1072 — 3
Oxyde de fer.	0,0411		126	
Silice.	0,6106		3172	3172 — 9
	0,9952			

Formule $(\dot{Na}, \dot{K}, \dot{Ca}, \dot{Mg}) \dddot{Si} + (\ddot{Al}, \ddot{Fe}) \dddot{Si}^2$.

Cet oligoclase se distingue de celui de Stockholm par une plus grande proportion de potasse et d'oxyde de fer : il est probable que le feldspath du porphyre vert est de l'oligoclase.

4° *Minéral de Pesoje en Colombie, ressemblant à l'albite.*

En prismes à 6 faces souvent groupés.

Soude. . . .	0,0609	oxygène.	158	434 — 1
Potasse. . .	0,0080		13	
Chaux. . . .	0,0928		263	
Alumine. . .	0,2652		1238	1259 — 3
Oxyde de fer.	0,0070		21	
Silice. . . .	0,5672		1946	7
	1,0011			

C'est donc une espèce nouvelle $(\dot{Na}^3, \dot{K}^3, \dot{Ca}^3) \dddot{Si} + 3 \ddot{Al} \dddot{Si}^2$.

5° *Minéral de Baumgarten (Silésie), semblable au labrador.*

En morceaux grenus accompagnés d'amphybole:

Soude. . . .	0,0739	oxygène.	240	441 — 1
Chaux. . . .	0,0651		184	
Magnésie. . .	0,0041		16	
Alumine. . .	0,2523		1178	2
Silice.	0,5841		3027	7
	0,9795			

Ce résultat ne conduit pas à une formule simple, et l'on ne peut pas se prononcer encore sur la spécification de cette substance.

---

16. *Recherches chimiques sur la coloration du* BLEU D'OUTREMER; par M. Elsner. (J. für Chem., t. 24, p. 385.)

L'outremer naturel a été analysé par Clément-Desormes et par Varrentrapp, qui l'ont trouvé composé comme il suit :

	Clément.	Varrentrapp.
Soude.	0,232	0,0909
Alumine.	0,348	0,3167
Silice.	0,358	0,4550
Soufre.	0,031	0,0095
Chaux.	0,031	0,0352
Fer.		0,0086
Chlore.		0,0042
Acide sulfurique.		0,0589
Eau.		0,0012

M. C. Gmelin a analysé l'outremer artificiel de Paris, et M. Varrentrapp l'outremer artificiel de la fabrique de Meissen, et ils y ont trouvé :

	Paris.	Meissen.
Soude mêlée de potasse.	0,12063	0,2322
Chaux.	0,01546	0,0002
Alumine.	0,22000	0,2330
Silice.	0,47306	0,4500
Soufre.	0,00188	0,0168
Acide sulfurique. . . .	0,04679	0,0383
Résine, soufre et perte.	0,12218	fer. 0,0106

M. Varrentrapp est le seul qui ait tenu compte de la présence du fer; or ce métal est une des substances les plus essentielles à la production de la couleur bleue. J'ai analysé deux variétés d'outremer provenant de Nuremberg, l'outremer bleu et l'outremer vert, et j'y ai trouvé :

	Bleu.	Vert.
Silice.	0,400	0,399
Alumine.	0,295	0,300
Soude.	0,230	0,255
Acide sulfurique. .	0,034	0,004
Soufre.	0,040	0,046
Peroxyde de fer. .	0.010	0,009
	1,009	1,013

Le fer se trouve sans aucun doute dans ces substances à l'état de sulfure, ainsi qu'une partie de la soude; et de plus l'un et l'autre de ces métaux y sont à un état de sulfuration plus avancé que le protosulfure : car, lorsqu'on traite un outremer quelconque par l'acide chlorhydrique, en même temps qu'il se dégage de l'hydrogène sulfuré, il se dépose du soufre. Ce soufre reste mêlé avec la silice, et il est aisé de le doser. J'en ai trouvé 0.035 sur 0.040 dans l'outremer bleu, et 0.036 sur 0.046 dans l'outremer vert. Il suit de là que la variété bleue ne diffère de la variété verte que par la présence d'une plus forte proportion de sulfures de fer et de sodium très-avancés.

Dans la préparation, telle qu'elle est pratiquée en grand, il se forme toujours en premier lieu une combinaison verte ou vert bleuâtre; puis, en continuant à chauffer, la couleur verte passe peu à peu au bleu, probablement parce que le protosulfure de sodium passe à un degré de sulfuration plus avancé, peut-être à la faveur du contact de l'air.

---

17. *Analyse de l'*OLIGOCLASE; par MM. Rosalis et Bodemann. (Ann. de Pog., t. 55, p. 107.)

L'oligoclase d'Arendal et l'oligoclase de Schaitansk, dans l'Oural, ont donné à l'analyse :

	Arendal.	Schaitansk.
Silice.	0,6270	0,6425
Alumine.	0,2380	0,2224
Potasse.	0,0105	0,0106
Soude.	0,0800	0,0798
Chaux.	0,0460	0,0257
Magnésie. . . .	0,0002	0,0114
Oxyde de fer. . .	0,0062	0,0054
	1,0079	0,9978

L'oligoclase d'Arendal est en grands cristaux jaunâtres translucides sur les bords, et est accompagné de pétalite. Le rapport des quantités d'oxygène est de 9 à 3 et à 1.

L'oligoclase de l'Oural se trouve dans un granite qui traverse la serpentine; elle est d'un blanc verdâtre et translucide.

---

18. *Sur le* PHOSPHATE DE CHAUX *graphiteux du département de l'Aude*; par M. P. Berthier.

On trouve ce minéral dans les environs de Quil-

lan, mais j'ignore les circonstances de son gisement. Il paraît qu'il constitue une assise puissante du terrain de transition. On l'avait considéré jusqu'ici comme du graphite argileux. Il a effectivement tous les caractères extérieurs d'une semblable substance : il est en masses amorphes, fragiles, se cassant en morceaux irréguliers, contournées, mais à surface lisse, d'un gris de plobmagine, et tachant fortement les doigts comme les pierres à crayon. Les parties les plus contournées renferment toujours à leur centre un nodule gros comme un œuf, et même plus gros, dont la cassure est grenue, et qui est d'un gris tirant plus sur le noir que le reste de la masse.

La matière ne fait aucunement pâte avec l'eau; elle ne perd qu'une faible partie de son poids par la calcination et sans exhaler la moindre odeur. Lorsqu'on la grille, elle ne répand pas de flamme, mais elle se décolore peu à peu, et elle finit par devenir tout à fait blanche sans combustion apparente. Elle est çà et là mélangée de minces couches d'hydrate de fer ou tachée par cette substance, mais elle semble du reste tout à fait homogène à l'œil.

Un mélange de petits fragments provenant de plusieurs échantillons, a donné à l'analyse :

Perte par le grillage	0,12
Partie soluble dans l'acide muriatique	0,45
Partie insoluble	0,43
	1,00

En évaporant la dissolution muriatique à siccité, et traitant le résidu par l'acide sulfurique concentré, il y a effervescence sensible, et il se dégage de l'acide fluorique qui corrode le verre. L'alcool fai-

ble enlève à la masse pâteuse 0.04 à 0.05 de phosphates de fer et d'alumine.

La partie insoluble dans l'acide muriatique, est promptement et vivement attaquée par l'acide fluorique liquide, et la liqueur évaporée à siccité ne laisse que 0.01 tout au plus d'alumine légèrement colorée en rouge par de l'oxyde de fer. La substance mélangée avec le phosphate est donc du quartz à peu près pur.

On a analysé séparément un nodule compacte qui paraissait être peu mélangé de parties étrangères. Sa pesanteur spécifique est de 2.99; il a donné à l'analyse :

Perte par calcination (humidité). .	0,01
Graphite.	0,17
Fluophosphate de chaux.	0,65
Quartz un peu argileux.	0,17
	1,00

En précipitant par l'ammoniaque la dissolution muriatique du phosphate, la liqueur filtrée donne, avec l'oxalate d'ammoniaque, 0.028 de chaux, ce qui provient de ce que le phosphate naturel en renferme un peu plus que le phosphate des os.

En traitant par l'acide sulfurique le précipité par l'ammoniaque, il se dégage de l'acide fluorique; et si ensuite on reprend par l'alcool faible, la liqueur donne avec l'ammoniaque 0.015 de phosphate de fer, qui provient de la petite quantité d'oxyde de fer mêlé au minéral.

Il résulte de ces données que la roche de Quillan est du fluophosphate de chaux ordinaire, intimement mêlé de quartz et de graphyte, et contenant d'autant plus de graphyte que la proportion du phosphate est elle-même plus grande. Cette roche mérite d'attirer l'attention des géologues.

19 *Analyse de la* BERZÉLITE ; par M. Andérson. (Bibl. de Gen., t. 39, p. 497.)

Ce minéral vient de Langbanshytan ; il se trouve sous forme de masses fragiles, d'un blanc mat jaunâtre, ou de couleur de miel, à aspect cireux et lustré. Sa pesanteur spécifique est de 2,52. Il a été trouvé composé de :

Chaux.	0,2096
Magnésie.	0,1561
Protoxyde de manganèse. . .	0,0426
Acide arsénique.	0,5646
Fer.	traces.
Eau et perte.	0,0271
	1,0000

20. *Analyse de la* CHAUX CARBONATÉE MANGANÉSIFÈRE *de Tetala* (Mexique) ; par M. P. Berthier.

On rencontre fréquemment ce minéral dans le minerai d'argent de Tetala, qui se compose d'un mélange irrégulier de quartz blanc ou noir, de bustamite, d'hydrate de manganèse, de pyrites, etc.

Le carbonate se trouve dans le minerai en veines ou en amas, qui ont quelquefois la grosseur du poing. Il est laminaire à grandes lames, fortement translucide et d'un blanc laiteux légèrement rosé. Il présente souvent dans les cavités des cristaux d'un assez grand volume, mais dont les faces sont toujours curvilignes ; ces cristaux sont ordinairement mouchetés d'argent rouge antimonial.

Ce minéral perd 0.428 de son poids par la calcination, et il devient brun ; il ne renferme pas

la plus petite trace de fer ni de magnésie, et il a donné à l'analyse :

Chaux.	0,510
Protoxyde de manganèse. . . .	0,058
Acide carbonique.	0,432
	1,000

ou :

Carbonate de chaux.	0,906
Carbonate de manganèse. . . .	0,094
	1,000

C'est donc un carbonate double qui se compose d'environ 11 atomes de carbonate de chaux et de 1 atome de carbonate de manganèse.

Il est remarquable, en ce que le carbonate de chaux manganésifère sans fer ni magnésie manquait encore dans la série des carbonates multiples.

---

21. *Analyse de l'*OKÉNITE ; par M. Wurth. (Ann. de Pog., t. 55, p. 107.)

Cette zéolithe se distingue de toutes les autres par sa ténacité qui rend sa pulvérisation très-difficile. Elle est complétement attaquable par l'acide muriatique, et contient :

Silice.	0,5486	oxygène. 2.852
Chaux.	0,2615	734
Soude.	0,0102	26
Alumine.	0,0046	25
Eau.	0,1794	1.595
	1,0043	

Ce qui s'accorde avec les nombres trouvés par M. Kobell, pour l'okénite du Groënland.

---

22. *Analyse du* DESMIN ou *zéolithe de Feroë*; par M. Mols. (Ann. de Pog., t. 55, p. 107.)

Silice.	0,5693	1,0055
Alumine	0,1654	
Chaux.	0,0755	
Potasse.	0,0020	
Soude.	0,0154	
Eau.	0,1779	
	1,0055	

Ce qui s'accorde avec la formule,



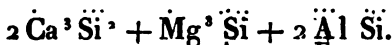
---

23. *Analyse d'une* SCORIE CRISTALLISÉE, *obtenue dans un four à chaux*; par M. Reinsch. (Journ. d'Erd., t. 25, p. 110.)

Cette scorie se produit fréquemment sur la grille du fourneau de Cutéculmbœch, dans lequel on cuit un calcaire magnésien et argileux, et que l'on chauffe avec de la tourbe. Elle est d'un gris verdâtre, cristallisée en prismes rhomboïdaux groupés en étoiles; elle est translucide, et son éclat est vitreux; sa dureté est de 5 à 6; sa pesanteur spécifique est 3, 11; elle fait légèrement mouvoir le barreau aimanté; les acides l'attaquent facilement; elle a donné à l'analyse:

Silice.	0,430	oxygène. 2.233
Alumine.	0,145	676
Chaux.	0,237	664
Magnésie.	0,118	455
Protoxyde de fer.	0,040	91
Protoxyde de manganèse. .	0,012	26
	0,982	

La formule qui paraît exprimer le mieux cette composition, est :



$$2\,\dot{C}a^3\,\dddot{S}i^2 + \dot{M}g^3\,\dddot{S}i + 2\,\ddot{A}l\,\dddot{S}i.$$

Je propose de nommer cette scorie *Fornacite*.

---

24. *Analyse de l'*ANTIGORITE; par M. Schweitzer. (J. de Léonhard.)

Ce minéral vient du Val d'Antégorio, et contient :

Silice.	0,4620
Magnésie.	0,3479
Protoxyde de fer.	0,1286
Alumine.	0,0198
Eau.	0,0370
	0,9953

La description s'en trouve dans les Ann. de Pog., t. 49, p. 595.

---

25. *Analyse de l'*APHRODITE *de Langbanskysta en Suède;* par M. Berlin. (Bibliot. de Gen., t. 36, p. 417.)

On avait confondu jusqu'à présent ce minéral avec l'écume de mer. Il est composé de :

Silice.	0,5155	oxygène. 2.679	—8
Magnésie.	0,3392	1.318	—4
Oxyde manganeux.	0,0162	34	
Oxyde ferreux. . .	0,0059	13	
Alumine.	0,0020		
Eau.	0,1232	1.007	—3

La formule est par conséquent $4\,M\,S^2 + 3\,Aq$.

Il existe trois bisilicates de magnésie qui ren-

ferment des quantités d'eau différentes, savoir :

La picrosmine $2 MS^2 + Aq$
La pierophile $3 MS^2 + Aq$
Et l'aphrodite $4 MS^2 + Aq$

---

26. *Analyse de la* SAPONITE ; par M. Swanberg. (Bibliot. de Gen., t. 37, p. 192.)

La *saponite* se trouve dans les mines de fer de Svardsjo en Dalécarlie. Elle est en masses allongées, cohérentes, mais molles comme du beurre, grasses au toucher, happant à la langue ; sa couleur est le blanc légèrement jaunâtre ou rougeâtre. Elle est composée de :

Acide silicique.	0,508	oxygène.	2.644	— 5
Magnésie. . . .	0,265		1.026	— 2
Chaux.	0,007		21	
Alumine. . . .	0,094		439	— 1
Oxyde ferrique.	0,020		68	
Eau.	0,105		924	— 2
	0,999			

D'où l'on déduit la formule $3 MS^2 + AS - 2 Aq$.

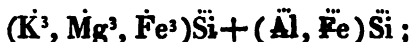
---

27. *Analyse d'un* MICA *du Vésuve*; par M. Bromeis. (Ann. de Pog., t. 55, p. 107.)

En gros cristaux d'un jaune verdâtre. Il contient.

Silice.	0,3975	oxygène.	2065
Magnésie.	0,2449		836
Alumine.	0,1599		747
Potasse.	0,0878		149
Oxyde de fer.	0,0829		254
Chaux.	0,0087		24
Matières volatiles. .	0,0075		
Partie non attaquée.	0,0010		
	0,9862		

Ce qui conduit à la formule



$$(\dot{K}^3, \dot{M}g^3, \dot{F}e^3)\dddot{S}i + (\ddot{A}l, \ddot{F}e)\dddot{S}i\ ;$$

il ne contient pas trace de fluor, et il appartient au micas à un axe.

---

28. *Analyse d'un* ASBESTE *de Schwarzeinstein, dans le Zillerthal* (Tyrol) ; par M. Meitzendorf. (Ann. de Pog., t. 50, p. 626.)

Cette variété d'asbeste se distingue par la longueur de ses fibres et par sa blancheur. Elle contient :

Silice.	0,55869	oxygène.		29.023
Magnésie.	0,20334		7.870	14.092
Chaux.	0,17764		4.989	
Protoxyde de fer. .	0,04309		981	
Prot. de manganèse.	0,01115		250	
	0,99391			

Sa formule est par conséquent



$$\dddot{S}i^2(\dot{M}g, \dot{C}a, \dot{F}e, \dot{M}n)^3$$

qui représente la composition des pyroxènes.

---

29. *Analyse du* CHLOROSPINELLE *de l'Oural* ; par M. G. Rose. (Ann. de Pog., t. 50, p. 642.)

On trouve ce minéral dans le schiste talqueux dont se compose la montagne de Schirchimsk, près de Slatoust ; il se présente en petits octaèdres de 1 à 3 lignes de diamètre, tantôt isolés, tantôt groupés ; il est d'un vert d'herbe, translucide sur les bords ; il a l'éclat vitreux, il est à peu près aussi dur que la topaze. Sa pesanteur spécifique est de 3.594, sa poussière est d'un bleu verdâtre. Il

est infusible au chalumeau. Deux analyses ont donné :

Magnésie.	0,2677 —	0,2769
Chaux.	0,0027	
Deutoxyde de cuivre.	0,0027 —	0,0062
Alumine.	0,6413 —	0,5734
Peroxyde de fer. . . .	0,0870 —	0,1477
	1,0014	1,0022

Le chlorospinelle est analogue au spinelle ordinaire et à la zirconite ; il en diffère en ce qu'une certaine quantité d'alumine, variable selon les échantillons, se trouve remplacée par son équivalent d'oxyde de fer.

---

30. *Sur le* PHOSPHATE D'YTTRIA *de Johannisberg, en Suède*; par M. Olive Sims. (Bibl. de Gen., t. 34, p. 184.)

Le minerai de cobalt de Johannisberg, en Suède, laisse, lorsqu'on le traite par les acides, un résidu jaunâtre qui en forme la millième partie, et qui n'est autre chose que du phosphate d'yttria. On peut décomposer ce phosphate soit en le fondant avec un alcali, soit en le faisant bouillir avec de l'acide sulfurique concentré.

---

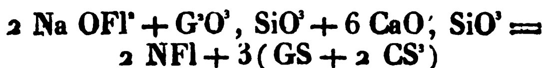
31. *Analyse du* LEUCOPHANE ; par M. Erdmann. (Bibl. de Gen., t. 86, p. 416.)

Le leucophane a été trouvé sur la pente orientale d'un îlot, vis-à-vis Brevig, par M. E. Esmark. Sa gangue est une siénite, et il est accompagné d'egérine, d'albite, d'olithe, d'yttroantalite et de mozandrite. Il est en masses cristallines qui

dérivent d'un prisme quadrangulaire de 58°,24',7"; et de 36°,26'3". Sa couleur varie du vert sale au jaune de vin pâle ; ses lames minces sont diaphanes. Sa densité est à peu près celle du spath fluor. Sa poussière est blanche, sa pesanteur spécifique est de 2,974. Au chalumeau il fond sans addition en une perle transparente tirant sur le violet. Quand on le traite dans un tube de verre avec du sel de phosphore, il s'en dégage du gaz fluosilicique ; il est composé de :

Silice.	0,4782	oxygène.	2.484—7
Glücine.	0,1151		358—1
Chaux.	0,2500	}	725—2
Oxyde manganeux.	0,0101	}	
Potassium.	0,0026	}	
Sodium.	0,0750	}	—2
Flüor.	0,0617	}	

Ces nombres conduisent à la formule



$$2\ \mathrm{Na\ OFl^2} + \mathrm{G^2O^3},\ \mathrm{SiO^3} + 6\ \mathrm{CaO},\ \mathrm{SiO^3} = 2\ \mathrm{NFl} + 3(\mathrm{GS} + 2\ \mathrm{CS^3})$$

---

32. *Recherches sur l'*ALLANITE, *l'*ORTHITE, *la* CÉRINE *et la* GADOLINITE; par M. Scheerer. (Jour. d'Erdmann, t. 22, p. 499.)

L'*allanite* a été découverte par Giesecke, en Groenland. Selon Haidinger, sa forme cristalline est un prisme rhomboïdal oblique de 129 degrés. Elle a été analysée par Thomson et Stromeyer.

La *Cérine* a été trouvée par Hisinger, à Bastnaës, près Riddarhyttan, empâtée dans de la cerite. Selon M. G. Rose, son système cristallin est un prisme rhomboïdal oblique de 128 degrés, qui porte des troncatures tangentes sur les arêtes latérales, aiguës et obtuses. Sa pesanteur spécifique

est de 3.77 à 3.80. L'analyse en a été faite par Hisinger et par Wollaston.

La découverte de l'*Orthite* est due à M. Berzélius, qui l'a rencontrée à Finbo, en masses rayonnées dans le gneiss. Plus tard, on l'a trouvée encore à Gottlubsgulz, à Skepsholm près Stockholm et à Ytterbie. MM. Berzélius, Wöhler et Berlin l'ont analysée.

La *Gadolinite*, dont la découverte est due à Arrhénius, a été décrite pour la première fois en 1788 par Geger. MM. Berzélius, Thomson, Steele, Connell et Berlin en ont analysé diverses variétés, et leurs analyses ont fait voir que certaines de ces variétés renferment de la glucine, et que les autres n'en contiennent pas.

Malgré tous ces travaux, la véritable constitution de ces quatre minéraux, qui ont la plus grande analogie les uns avec les autres, ne pouvant être considérée comme bien connue, j'ai entrepris de les analyser de nouveau comparativement. J'ai analysé, 1° l'orthite de Fille-fjeld, 2° l'allanite de Joture-fjeld, 3° l'allanite de Snarum, 4°, la cérine de Riddarhyttan, 5° et la gadolinite de Kitterön. Voici quels étaient les caractères des échantillons.

Orthite. En masse d'un noir de poix, d'un éclat vitreux passant à l'éclat résineux, à cassure imparfaitement conchoïde, translucide sur les bords, aigre, s'approchant du feld-spath pour la dureté. Pesanteur spécifique; 3.63 à 3.65. Au chalumeau elle s'est fondue en globule noir vitreux.

Allanite de Joture-fjeld. En grains ronds et oblongs, d'un noir de poix, à éclat vitreux résinoïde, à cassure imparfaitement conchoïde, translucide dans les éclats minces, sensiblement plus dure que le feld-spath. Pesanteur spécifique, 3.53 à

3.65. Elle se trouve dans des veines d'albite qui traversent une roche porphyroïde, et elle est accompagnée de fer oxydulé magnétique et de zircone.

Allanite de Snarum. En grains anguleux, d'un noir de pois tirant sur le brun, à éclat résineux, à cassure inégale presque grenue, opaque, à peu près aussi dure que le feld-spath. Pesanteur spécifique, 3.79. Au chalumeau elle se fond en une perle vitreuse noire. Elle se trouve dans de l'albite cristallisée, et elle est accompagnée de quartz, d'amphibole verte et d'apatite.

Cérine de Riddarhyttan. En masse cristalline ou en cristaux empâtés dans de la pyrite cuivreuse, d'un noir bleuâtre, à éclat résineux mat, à cassure inégale grenue tirant à la cassure conchoïde, opaque, à peu près aussi dure que le feld-spath. Pesanteur spécifique, 3.77 à 3.80. Au chalumeau, elle se fond en une perle vitreuse noire avec effervescence. Elle est accompagnée de cérite, d'amphibole et de pyrite de cuivre.

Gadolinite de Hitterön. Compacte, d'un noir de poix, à éclat vitreux un peu résinoïde, à cassure conchoïde, translucide dans les éclats minces, un peu plus dure que le feld-spath. Pesanteur spécifique, 4.35; elle est infusible au chalumeau.

L'orthite, l'allanite de zoture-fjeld et la gadolinite de Hitterön sont complétement attaquables par les acides; mais pour rendre l'allanite de Snarum et la cérine de Riddaryhttan solubles, il faut préalablement les chauffer avec du carbonate de soude; après cela, la silice ayant été séparée, on a effectué l'analyse de la manière suivante.

On a précipité par l'ammoniaque, l'alumine, la glucine, l'oxyde de fer, l'oxyde de cerium, et

l'oxyde de lanthane; puis, dans la liqueur filtrée, on a précipité successivement le manganèse par le sulfhydrate d'ammoniaque, la chaux par l'oxalate d'ammoniaque, et la magnésie par le phosphate de la même base.

Le précipité formé par l'ammoniaque a été redissous dans l'acide muriatique, pour en séparer une petite quantité de silice; puis, en ajoutant à la dissolution de la potasse caustique en excès, et faisant bouillir, on en a précipité le fer, le cérium, le lanthane et l'yttria, et la potasse a retenu l'alumine et la glucine. J'ai séparé ces deux terres l'une de l'autre par le procédé de M. Schaffgotsch, qui consiste à faire bouillir la dissolution potassique jusqu'à ce que toute la glucine en ait été précipitée, et j'ai d'ailleurs recherché la petite quantité de cette terre qui est toujours retenue par l'oxyde de fer.

Le fer, le cerium, le lanthane et l'yttria, ont été redissous dans l'acide muriatique, et la liqueur ayant été convenablement étendue, on en a précipité le cerium et le lanthane par le moyen du sulfate neutre de potasse; puis, comme ce sel double entraîne toujours du fer, on l'a redissous dans une suffisante quantité d'eau bouillante aiguisée d'acide muriatique, on a précipité tous les métaux de la dissolution par la potasse caustique, on a redissous le précipité dans l'acide muriatique, et alors, au moyen du sulfate de potasse, on a de nouveau précipité le cerium et le lanthane, mais sans qu'ils entraînent de fer et à l'état de sels doubles parfaitement blancs.

Lorsqu'on a extrait les deux oxydes de cerium et de lanthane de ces sels, on les sépare l'un de l'autre par le procédé que M. Mosander a donné;

on les dissout dans l'acide nitrique, on évapore la dissolution à siccité, on calcine le résidu, et l'on traite ensuite le mélange des deux oxydes par de l'acide nitrique étendu de cinquante fois son poids d'eau, lequel ne redissout que le lanthane.

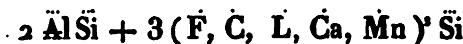
Restait à séparer l'yttria du fer. On emploie ordinairement pour cela l'acide tartrique et l'hydrosulfate d'ammoniaque; mais ce procédé m'a paru avoir des inconvénients, à cause de la difficulté que l'on éprouve pour brûler complétement l'acide tartrique, et j'ai reconnu qu'il valait mieux se servir des oxalates. A cet effet, on neutralise aussi exactement que possible, par l'ammoniaque, la liqueur qui renferme les deux bases; on y ajoute ensuite de l'acétate d'ammoniaque, qui la fait devenir d'un rouge foncé, et après cela on en précipite l'yttria à l'aide de l'oxalate neutre d'ammoniaque. On laisse digérer le précipité dans la liqueur pendant quelque temps à une douce chaleur, puis on le filtre et on le lave à l'eau chaude. Le fer précipité ensuite ne retient pas trace d'yttria. Quant au précipité d'oxalate, c'est un sel double d'yttria et de potasse, lorsque la dissolution renferme une quantité quelconque de cet alcali, et, après la calcination, l'yttria fait effervescence avec les acides et abandonne du carbonate de potasse par le lavage. La présence de la potasse n'est pas un inconvénient, et présente au contraire de l'avantage, parce que l'oxalate d'yttria potassique est beaucoup plus facile à filtrer et à laver que l'oxalate simple.

Voici maintenant les résultats que j'ai obtenus, mis en regard de ceux qui ont été publiés précédemment :

1° Allanites.

	Variétés solubles.				Variété insoluble.	
	De Groënland. (Stromeyer.)	atomes.	de Jolun. (Scheerer.)	atomes.	de Snarum. (Scheerer.)	atomes.
Silice.	33,02	5,72	35,15	6,09	35,75	6,25
Alumine.	15,22	2,37	16,23	2,53	15,49	2,41
Oxyde ferreux. . .	15,00	3,44	15,55	3,54	15,19	3,46
Oxyde céreux. . . } Oxyde lanthanique. }	21,60	3,20	13,34 } 5,80 }	2,83	19,96 »	2,96 »
Oxyde manganeux.	0,40	0,19	0,98	0,22	»	»
Chaux.	11,08	3,11	12,02	3,38	11,25	3,16
Magnésie.	»	»	0,78	0,30	0,77	0,30

La formule est évidemment :



$$2\,\dddot{Al}\,\ddot{Si} + 3(\dot{F}, \dot{C}, \dot{L}, \dot{Ca}, \dot{Mn})^3\,\ddot{Si}$$

2° Orthite.

	De Finbo. (Berzélius.)	atomes.	Gottlingang. (Berzélius.)	atomes.	Fille Fjeld. (Scheerer.)	atomes.
Silice.	36,25	6,28	32,00	5,54	34,93	6,05
Alumine.	14,00	2,18	14,80	2,30	14,26	2,22
Oxyde ferreux. .	11,42	2,60	12,44	2,83	14,90	3,40
Oxyde céreux. . .	17,39	2,58	19,44	2,85	21,43	3,18
Yttria.	3,80	0,76	3,44	0,68	1,91	0,38
Oxyde manganeux.	1,36	0,30	3,40	0,76	0,85	0,19
Chaux.	4,89	1,37	7,84	2,20	10,42	2,92
Magnésie.	»	»	»	»	0,86	0,33

Les deux dernières analyses conduisent à la même formule que l'allanite ; il est probable que l'orthite de Finbo était mélangée, et peut-être en partie décomposée, ce que l'on peut soupçonner d'après sa grande teneur en silice.

3° Cérine :

En supposant que la cérine de Riddarhyttan, qui a été analysée par Hésinger et par moi, renferme à la fois de l'oxyde ferrique qui joue le rôle d'alumine, et de l'oxyde ferreux qui se joint aux bases à un atome d'oxygène, on trouve que

les analyses suivantes coïncident encore avec la formule de l'allanite.

	(Hisinger.)	atomes.	(Scheerer.)	atomes.
Silice	30,17	5,23	32,06	5,55
Alumine.	11,31	1,76	6,49	1,01
Oxyde ferrique. .	3,23	0,33	11,86	1,21
Oxyde ferreux. .	15,72	3,58	12,03	2,74
Chaux.	9,12	2,56	8,08	2,27
Oxyde céreux. . .	26,22	3,88	23,80	3,89
Oxyde lantanique.			2,45	
Eau et cuivre. . .	1,27		6,60	

4° Orthite d'Ytterby :

Des deux analyses suivantes, faites par Berlin, la seconde coïncide assez bien avec la formule déjà donnée, mais la première s'en écarte beaucoup. Il serait donc possible que ce minéral fût d'une nature particulière.

		atomes.		atomes.
Silice.	36,24	6,28	33,60	5,62
Alumine.	8,18	1,27	12,58	1,96
Oxyde ferrique. .	9,06	1,03	3,62	0,37
Oxyde ferreux. .			10,03	2,33
Yttria.	29,81	5,94	20.83	4,15
Oxyde céreux. . .	4,98	0,74	4,56	0,67
Chaux.	5,48	1,54	9,59	2,70
Magnésie	0,61	0,24	1,60	0,62
Potasse et soude.		0,10	0,62	0,10

5° Gadolinite :

Il y a évidemment deux sortes de gadolinites, celles qui ne renferment pas de glucine et celles qui en contiennent. Voici trois analyses des premières :

	De Finbo. (Berzélius.)	atomes.	de Broddbo. (Berzélius.)	atomes.	d'Yterby. (Berlin.)	atomes.
Silice.	25,80	4,47	24,16	4,19	25,62	4,44
Yttria.	45,00	8,95	45,93	9,13	50,00	9,94
Oxyde céreux. .	16,69	2,47	16,90	2,50	7,90	1,17
Oxyde ferreux.	10,26	2,34	11,34	2,58	14,44	3,29
Chaux.	»	»	»	»	1,30	0,36
Magnésie. . . .	»	»	»	»	0,54	0,21

La formule de ce minéral paraît être $\dot{B}^2 \dddot{S}$, et il est probable que les deux dernières variétés étaient mélangées de fer oxydulé, ce qui se remarque très-fréquemment.

Quant aux gadolinites qui renferment de la glucine, je ne rapporterai pas les analyses de Thomson et de Steele, parce qu'elles ne peuvent pas être exactes; mais voici celle que j'ai faite de la gadolinite de Kitterön :

Silice.	25,78
Glucine.	9,57
Oxyde ferrique.	1,23
Oxyde ferreux.	11,68
Yttria.	45,67
Oxydes céreux et lanthanique.	6,56
Chaux.	0,34

D'après ces nombres, en prenant la glucine pour base à trois atomes d'oxygène, on n'obtient pas de formule vraisemblable; mais en la comptant comme base à un atome, ainsi que M. Kobell le fait depuis longtemps, on a le rapport de 1 à 3 entre les atomes de la silice et des bases, comme dans les autres gadolinites; il me paraît très-vraisemblable qu'effectivement la formule de toutes les gadolinites est $(\dot{Y}, \dot{C}e\ \dot{F}e, \dot{G}l)^3 \bar{\bar{S}}$, mais c'est ce que de nouvelles expériences devront vérifier.

On connaît déjà beaucoup de minéraux qui deviennent tout à coup incandescents lorsqu'on les chauffe jusqu'à un certain degré de chaleur; de ce nombre sont l'acide titanique, l'oxyde tantalique, l'oxyde ferrique, l'antimoniate cuprique, l'oxyde chromique, l'urano-tantale, la tschewkinite, le pyrochlore, l'euxinite, etc.; la gadolinite de Kitterön, l'orthite de Fille-fjeld et l'allanite de Joture-fjeld jouissent aussi de cette propriété, et

j'ai constaté par expérience qu'après avoir éprouvé l'incandescence, ces trois minéraux acquièrent de la dureté et augmentent très-notablement de densité. Voici dans quels rapports :

	Densité avant l'incandescence.	Densité après l'incandescence.	Diminution de volume.
Gadolinite.	4,34	4,63	0,9395
Orthite. . .	3,65	3,94	0,9264
Allanite. . .	3,54	3,76	0,9417

Quant à l'allanite de Snarum et à la cérine de Riddarhyttan, elles ne présentent pas ce phénomène, et il est à remarquer en même temps que leur densité est considérable, 3,79 et 3,80, et qu'elles sont inattaquables par les acides.

En supposant que les atomes aient la forme sphérique, on pourra les grouper sur un plan, de telle manière que chaque sphère soit touchée par quatre ou par six autres sphères; ensuite on pourra, dans le second cas, superposer deux tranches l'une sur l'autre, de telle façon 1° que chaque sphère repose sur la sphère inférieure ; alors la verticale, passant par le centre de deux sphères supérieures, passe aussi par le centre de toutes les sphères inférieures, et chaque sphère a le contact de huit autres ; 2° que chaque sphère de la tranche supérieure repose sur deux sphères de la tranche inférieure; alors chacune d'elles est touchée par dix autres ; 3° enfin, que chaque sphère de la tranche supérieure repose sur trois sphères de la tranche inférieure ; dans ce cas chacune en touche douze autres.

Le dernier mode de contact est le plus intime. Supposons qu'avant l'incandescence, les molécules de la gadolinite étant groupées suivant le dernier mode, elles se rangent ensuite suivant le troisième,

il sera facile de calculer la diminution de volume qui résultera de ce changement. En effet, le rapport du volume primitif au volume nouveau est le même que celui de la hauteur H d'un triangle équilatéral à la hauteur d'un tétraède régulier, dont les arêtes sont égales aux côtés du triangle R : on aura donc $H=\frac{1}{2}R\sqrt{3}$ et $H=R\frac{\sqrt{2}}{\sqrt{3}}$; donc la diminution de volume $\frac{h}{H}=\frac{2}{3}\sqrt{2}=0{,}9432$. Cette coïncidence avec le rapport trouvé par l'expérience est réellement remarquable, et il serait à désirer que l'on fît des expériences analogues sur d'autres espèces.

Les minéraux qui ne présentent pas le phénomène de l'incandescence, n'augmentent pas de densité par la calcination.

En résumé, la formule de la gadolinite est $\dot{R}^3 \dddot{Si}$, et la formule de l'orthite, de l'allanite et de la cérine est $2\dddot{R}\dddot{Si}+3\dot{R}^3\dddot{S}$; la nature de chaque espèce est indiquée par le tableau suivant.

$\dot{R}$ renferme de l'Yttria. . .	$\dddot{R}$ n'est que de l'alumine.		Orthite.
	$\dddot{R}$ est de l'alumine et de l'oxyde ferrique. .		Orthite d'Yterby
$\dot{R}$ ne renferme pas d'Yttria.	$\dddot{R}$ est de l'alumine	soluble dans les acides.	Allanite du Groë et de Joture-
		insoluble dans les acides.	Allanite de Snar
	$\dddot{R}$ est de l'alumine et de l'oxyde ferrique. .		Cérine.

Jusqu'ici on n'a rencontré ces minéraux que dans l'hémisphère boréal, et ils appartiennent aux roches des formations les plus anciennes du globe. comme on admet que ces roches ont été originairement à l'état de fusion et sous une énorme pression, il paraît étonnant, au premier aperçu,

que les minéraux qu'elles renferment ne soient pas constitués à l'état du groupement moléculaire le plus intime ; mais il est probable que cela tient à l'extrême lenteur du refroidissement que ces roches ont éprouvé. Quant à la seconde modification de l'allanite, qui ne présente pas le caractère de l'incandescence, on peut croire ou qu'elle a été refroidie brusquement, ou qu'elle s'est trouvée soumise à l'action d'une haute température, postérieurement à sa solidification.

---

33. *Analyse de l'*ALUNITE *de Beregszasz en Hongrie;* par M. P. Berthier.

L'alunite de Beregszasz a déjà été analysée par Klaproth ; mais cette analyse étant très-ancienne, on ne peut la regarder que comme approximative.

Ce minéral est en masses à structure sensiblement cristalline, mais criblées de cavités irrégulières, comme les matières tufeuses. Ces cavités sont le plus souvent tapissées de cristaux très-petits, mais brillants, et dont on peut aisément reconnaître la forme, qui appartient à un rhomboïde très-voisin du cube. Les masses sont çà et là colorées par du peroxyde de fer, qui s'y trouve disséminé irrégulièrement et en très-petites parties. On y voit aussi un assez grand nombre de grains amorphes de quartz hyalin, dont quelques-uns atteignent la grosseur d'un poids, mais qui pour la plupart sont fort petits.

L'eau n'enlève absolument rien à l'alunite crue. L'acide muriatique n'en sépare que l'oxyde de fer ; l'acide sulfurique étendu ne l'attaque pas sensiblement non plus ; mais, au contraire, l'acide

sulfurique concentré et bouillant rend tout le sel alumineux soluble et le sépare de sa gangue. La potasse caustique en dissolution l'attaque beaucoup plus facilement encore que l'acide sulfurique et dissout la totalité de l'alumine, en laissant pour résidu le quartz mélangé d'oxyde de fer.

Quand on tient le minéral réduit en poudre exposé, pendant quelque temps, à une chaleur sombre, il perd 0,10 à 0,11 de son poids, et après cela, il devient en partie soluble dans l'eau; c'est de cette manière, comme on sait, que l'on en extrait de l'alun en grand; et après cela aussi, l'acide muriatique l'attaque avec la plus grande facilité; mais l'expérience fait voir que dans ce cas, il reste toujours un peu d'alumine avec le quartz, et en quantité d'autant plus grande que l'on a chauffé plus fortement. Cela vient de ce qu'il n'est pas possible d'éviter qu'il ne se décompose une certaine portion de sulfate d'alumine, et de ce que l'alumine qui provient de la décomposition de ce sel n'est pas soluble dans l'acide muriatique. Dans une opération faite ainsi, le minerai ayant perdu 0,11 par la calcination, on a trouvé dans la dissolution muriatique 0,23 d'acide sulfurique, 0,24 d'alumine mêlée d'oxyde de fer et il est resté 0,34 de quartz contenant un peu d'alumine. On a dosé l'alcali dans la même expérience en l'amenant à l'état de sulfate neutre, et on l'a recherché aussi en traitant par l'eau la matière préalablement calcinée à une forte chaleur blanche, opération qui lui avait fait perdre les 0,29 de son poids. La proportion d'alcali trouvée a été de 0,073.

D'un autre côté, pour doser l'acide sulfurique et l'alumine d'une manière rigoureuse, on a em-

ployé la potasse à l'alcool, comme dissolvant, réactif qui est le meilleur dont on puisse faire usage, et l'on a eu en définitive :

Alumine.	0,260 oxygène.	1.210
Potasse.	0,073	124
Acide sulfurique.	0,270	1.600
Eau.	0,082	71,0
Quartz.	0,265	
Oxyde de fer. . .	0,040	
	0,990	

L'eau a été déterminée en retranchant de la perte par une forte calcination la quantité d'acide sulfurique qui est dans le minéral à l'état de combinaison avec l'alumine.

Si la proportion de potasse était de 0,079 au lieu de 0,073 que l'expérience a donnés, les quatre éléments essentiels se trouveraient en rapports tels que la composition de ce minéral serait presque rigoureusement représentée par la formule $\dot{K}\dddot{S} + 3\dddot{Al}\dddot{S} + 6Aq$, qui donne.

Potasse.	0,113	Sulfate de potasse.	0,210	$\dot{K}\dddot{S}$
Alumine.	0,370	Sulfate d'alumine.	0,660	$\underline{\dddot{Al}\dddot{S}}$
Acide sulfurique.	0,387			
Eau.	0,130	Eau.	0,130	$(Aq)^6$
	1,000		1,000	

Telle est effectivement, à ce qu'il me paraît, la véritable décomposition de l'espèce. On peut remarquer que cette composition est identique, ainsi que M. Beudant l'avait soupçonné, avec celle que M. Anatole Riffaut a trouvée pour le sous-sulfate alumino-potassique qu'il a préparé artificiellement; seulement, ici, la proportion d'eau est moindre ; elle ne s'élève dans l'alunite qu'à 6 at., tandis

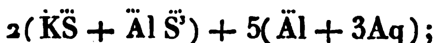
qu'elle est de 9 at. dans le sous-alun de M. Riffaut.

Descostils et M. Cordier ont analysé deux alunites pures ; l'une, provenant de Montione en Toscane, et l'autre de la Tolfa, dans les États romains. Ils ont obtenu les résultats suivants :

	Montione (Descostils).	La Tolfa (M. Cordier).
Potasse.	0,138	0,1002
Alumine.	0,400	0,3965
Acide sulfurique.	0,356	0,3549
Eau.	0,106	0,1483

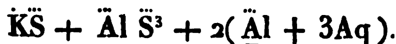
Ces deux résultats diffèrent très-notablement l'un de l'autre, ainsi que de celui que j'ai rapporté plus haut ; mais ils s'accordent en ce qui concerne la proportion de l'alumine qui, si ces résultats sont exacts, est plus élevée dans les alunites de Montione et de la Tolfa que dans l'alunite de Beregszasz. Cette proportion varie-t-elle dans les différents échantillons, c'est ce que l'on ne pourra savoir que par de nouvelles analyses.

M. Cordier a considéré l'alunite de la Tolfa comme une combinaison d'alun anhydre et d'hydrate d'alumine, représentée par la formule



$$2(\dot{K}\dddot{S} + \ddot{\underline{Al}}\,\dddot{S}^3) + 5(\ddot{\underline{Al}} + 3Aq);$$

effectivement cette formule s'accorde assez bien avec les nombres, et l'on pourrait de même, d'après l'analyse que je viens de donner, regarder l'alunite de Hongrie comme formée d'une combinaison d'alun anhydre et d'hydrate d'alumine représentée par la formule



$$\dot{K}\dddot{S} + \ddot{Al}\,\dddot{S}^3 + 2(\ddot{\underline{Al}} + 3Aq).$$

Mais les propriétés chimiques de ce minéral ne permettent pas d'adopter cette manière de voir.

En effet, à l'état cru il n'est pas attaqué par l'acide muriatique; d'un autre côté, lorsqu'on le chauffe avec ménagement, il devient attaquable par cet acide, et en proportion d'autant plus grande que l'on a expulsé plus d'eau par la chaleur : enfin, quand après en avoir chassé l'eau on le chauffe assez fortement pour en dégager de l'acide sulfurique, il laisse un résidu d'alumine pure lorsqu'on le traite par l'acide muriatique, et le poids de ce résidu est proportionnel à la quantité d'acide sulfurique dégagé. Il est évident que s'il existait de l'hydrate d'alumine en nature dans l'alunite, les phénomènes seraient tout autres; ce minéral se dissoudrait immédiatement dans l'acide muriatique, tandis qu'après qu'il aurait subi une calcination qui l'aurait rendu anhydre, il ne laisserait plus dissoudre que de l'alun, et donnerait pour résidu toute l'alumine qui proviendrait de l'hydrate décomposé.

L'alunite devenue anhydre par la calcination, est un sous-sel double dans lequel la totalité de l'alumine est combinée avec l'acide sulfurique et avec la potasse, et non pas un mélange d'alun et d'alumine anhydre; elle ne renferme de l'alumine libre que quand on en dégage de l'acide sulfurique par la chaleur, et alors on reconnaît la présence de cette alumine par le moyen de l'acide muriatique qui refuse de la dissoudre.

Si l'eau jouait le rôle électronégatif concurremment avec l'acide sulfurique dans l'alunite, ce minéral pourrait être considéré comme un véritable sel neutre ne contenant pas d'eau de cristallisation, et il ne deviendrait sel basique que par la calcination. Quoi qu'il en soit, dans l'état des choses, on a tout lieu d'être surpris de voir

que l'alunite naturelle est absolument inattaquable par l'acide muriatique, tandis qu'après qu'elle a subi une faible calcination, non-seulement elle devient aisément soluble dans cet acide, mais même que l'eau en sépare de l'alun avec une grande facilité. Il faut nécessairement reconnaître ici un cas d'isomérie et admettre que la chaleur change complétement l'arrangement moléculaire qui existe entre les éléments constituants de ce minéral dans son état naturel.

Si on ajoutait à un atome d'alunite, préalablement moulue ainsi que l'a proposé M. Cordier, 2 atomes de sulfate acide de potasse, c'est-à-dire, environ 60 pour 100, et que l'on chauffât le mélange avec les précautions convenables ; le tout se convertirait en alun et deviendrait complétement soluble dans l'eau ; et alors 100 parties d'alunite produiraient environ 250 p. d'alun cristallisé.

---

34. *Sur la* CHLOROPHYLLITE, par M. Jackson. (Améric. Journ., t. 41, n° 2.)

On a trouvé ce minéral près de la mine de Neal, dans les États-Unis. Il se présente en prismes à 6 pans réguliers, courts ou tabulaires, et disposés en formes de feuilles ou en colonnes. Il est couleur de feuille, sa poussière est d'un blanc verdâtre très-pâle. Il raye le verre, et il est rayé par le canif. Sa pes. est de 2,705. Il ne se fond qu'imparfaitement au chalumeau. M. Witteney l'a trouvé composé de :

Silice.	0,45200
Phosphate d'alumine. . .	0,27600
Magnésie.	0,09600
Protoxyde de fer.	0,08256
Protoxyde de magnésie. . .	0,04100
Eau.	0,03600
Potasse et perte.	0,01644
	1,00000

---

35. *Mémoire sur les* KAOLINS, par MM. Brongniart et Malaguti. (Arch. du Muséum, 1841.)

On a commencé dans ce travail par porter son attention sur la composition chimique des feldspaths dont le gisement, étant bien connu, pouvait permettre de faire un rapprochement entre leur composition et celle de certains kaolins qui, par leur position géognostique, paraissent en dériver. Le procédé pour les analyser consiste à les attaquer par l'acide fluorhydrique, et à déterminer la silice par un traitement spécial fait avec un mélange de carbonate de soude et de carbonate de potasse.

Le tableau (n° 1 A) renferme les résultats de l'analyse de huit feldspaths très-bien caractérisés. Sur ces huit feldspaths il y en a sept qui ont sensiblement la même composition; il n'y a que le feldspath n° 6 (celui de dixon-place) qui présente une composition différente.

Si l'on compare le tableau de la composition des kaolins (n° 1 B) dont les gisements paraissent être identiques avec ceux d'une grande partie des feldspaths analysés, on verra que cinq sur six présentent la même formule définitive, et que le sixième qui donne une formule définitive particulière se trouve précisément avec un feldspath d'une composition toute particulière.

Quelle que soit donc la composition absolue du kaolin, on voit jusqu'à présent qu'elle est uniforme dès que la source dont il dérive est la même.

L'analyse du feldspath altéré pouvait présenter beaucoup d'intérêt. On a été assez heureux pour s'en procurer trois, provenant l'un de Ceylan,

le second de Bilin en Bohême, et le troisième d'Aue près Schneeberg.

Le premier, dit *pierre de lune* et qui est employé dans la bijouterie de Kaudy, présentait dans la même masse (*a*) le feldspath rendu seulement friable par un commencement de désagrégation, mais étant encore transparent et parfaitement cristallisé; puis (*b*) le même feldspath prenant, avec un éclat tout à fait nacré, une plus grande friabilité et un blanc de lait; enfin (*c*) le même entièrement altéré et transformé en une matière terreuse blanche mélangée de quartz. Ces trois matières analysées séparément ont donné les résultats suivants.

	a.	*b*.
Silice.	64,00	67,10
Alumine.	19,43	17,83
Potasse.	14,81	13,50
Chaux.	00,42	00,50
Magnésie.	00,20	traces.
Eau et perte. . . .	1,14	1,07
	100,00	100,00

	c.
Silice.	9,60
Alumine.	19,30
Eau.	12,03
Fer, chaux, potasse. . .	1,32
Résidu.	56,79
Perte.	0,96
	100,00

La partie argileuse (*c*) présente une composition bien singulière si on la compare à la composition générale des argiles kaoliniques.

Le feldspath de Bilin ayant été soumis à la lévigation, on a analysé les parties les plus ténues, qui ont donné :

Silice.	62,23
Alumine.	5,03
Oxyde de fer.	4,29
Oxyde de manganèse.	3,42
Chaux.	1,55
Magnésie et potasse.	1,60
Eau.	11,95
Résidu.	8,39
Perte.	1,54
	100,00

Le feldspath à demi décomposé d'Aue près Schnéeberg se composait de 0,8554 de matières inattaquables par les acides et de 0,1446 d'argile attaquable.

L'argile contenait :

Silice.	48,13
Alumine.	34,57
Eau.	13,55
Bases terreuses et alcalines. .	5,11
	101,36

Et la partie inattaquable :

Silice.	66,00
Alumine.	17,59
Potasse.	15,00
Chaux	0,40
Magnésie.	0,38
	99,37

On appelle *analyse empyrique* d'un kaolin l'analyse que l'on fait de la masse plus ou moins lavée. Or cette masse étant un mélange de véritable argile, de débris de la roche désagrégée et de quartz, sa composition ne peut-être que complexe et impossible à interpréter d'une manière scientifique. Aussi a-t-on fait un véritable progrès dans l'analyse des argiles en général, quand on a découvert un procédé qui en séparant les différents élé-

ments du mélange argileux, assignait à chacun sa composition propre. Ce procédé, qui consiste dans l'emploi de l'acide sulfurique, donne ce que nous appelons les *analyses rationnelles*. Le tableau n° 3 renfermant 31 analyses de kaolins faites de cette manière, accompagnées des formules immédiates qui les représentent. Sur ces 31 kaolins, il y en a 24 qui ont pour ainsi dire un lien commun dans la proportion d'eau comparée à celle de l'alumine prise pour unité; et sur ces 24 il y en a 19 dont les différences de composition ne sont pas assez considérables pour établir entre eux des différences bien tranchées malgré les différentes formules (voyez le n° marqué d'astériques).

Mais nous avons reconnu que presque tous les kaolins, indépendamment du silicate d'alumine dont ils sont essentiellement composés, renferment à l'état de simple mélange, une proportion plus ou moins grande de silice pure, et qu'en en soustrayant la silice, on arrivait à des formules de composition très-simples et peu différentes pour chacun d'eux. Ce sont les formules ainsi modifiées que nous appellerons *formules définitives*. On fait aisément la soustraction de la silice libre sans attaquer la matière argileuse, en faisant bouillir le kaolin pendant une minute ou tout au plus pendant une minute et demie avec une dissolution aqueuse de potasse à l'alcool de la densité de 1075. Nous avons soumis à l'expérience les 24 kaolins cités plus haut, et nous avons consigné les résultats dans le tableau n° 4.

Par l'inspection de ce tableau, on voit que 16 kaolins sur 24 ont cédé à la potasse faible assez de silice pour se laisser suffisamment représenter par la formule $SA + 2Aq$.

En ajoutant que les sept kaolins qui complètent la série totale des kaolins analysés et qui contiennent de l'alumine et de l'eau hors du rapport de 1 à 2, ont presque tous cédé de la silice à l'action de la potasse, nous croyons pouvoir attirer l'attention sur le fait général que les kaolins (et nous avons des motifs pour dire encore les argiles) renferment de la silice qui n'est ni à l'état de quartz ni à l'état de combinaison.

La comparaison des tableaux n° 1 et n° 4 montre que la plus grande partie des kaolins qui ont la même composition (AS) appartiennent aux mêmes terrains éminemment feldspathiques et paraissent avoir la même origine.

La composition la plus ordinaire du feldspath est A^3KS^{12} ; quelle que soit la cause de son altération, nous supposons qu'il se transforme en A^3S^3 et KS^9. Or le silicate alcalin KS^9 n'est pas soluble, mais il le devient en se transformant, sous l'influence de la même action décomposante, en KS^8 et S. Ce silicate KS^8, qui d'après les expériences de M. Forchhammer est soluble, serait entraîné par les eaux et S resterait alors à l'état de mélange avec l'argile A^3S^3. On conçoit d'ailleurs que la silice, qui à l'état gélatineux se trouverait mélangée avec la véritable argile, ne pourrait pas être en proportion constante à cause de l'action dissolvante que l'eau exercerait sur elle.

Ces faits que nous venons de signaler et les considérations qu'ils nous ont suggérées donnent un appui remarquable à l'opinion que M. Berthier avait émise il y a longtemps relativement à la composition normale du kaolin. En adhérant à cette opinion nous croyons l'avoir, non-seulement précisée, mais consolidée par l'expérience.

Nous avions intérêt de vérifier par des expériences si le feldspath pouvait, comme l'un de nous l'a supposé, se décomposer par l'influence de la pile électrique. Nous en avons fait l'essai et avec une pile de 300 couples chargée de sulfate de cuivre, nous avons effectivement réalisé la décomposition de $0^{m},159$ en moins de six heures. Nous avons également opéré la décomposition du feldspath par un courant très-faible, dans un tube en U, et l'expérience a réussi, bien qu'en deux ans, la quantité décomposée n'eût été qu'extrêmement petite.

Nous avons enfin voulu essayer d'opérer la décomposition par la seule action de la vapeur à une haute température; mais toutes nos tentatives ont été sans succès.

TABLEAU N° 1.—*De la composition de huit feldspaths.* A.

	New-castle. 1.	Sarga-delos. 2.	Hall. 3.	Qua-bens-tein. 4.	Oporto 5.	Dixon-place. Wilming-ton. 6.	Cala-bre. 7.	Serdo-bole. (Finlande.) 8.
Silice.	62,20	62,00	62,76	61,37	62,06	58,70	65,87	60,03
Alumine. . . .	19,78	19,78	19,20	20,23	19,61	23,95	20,60	17,47
Potasse.	15,14	15,72	14,90	15,75	16,07	12,64	Traces.	15,24
Soude.	. . . .	. . . .	. . . .	. . . .	. . . .	. . . . .	11,10	. . . .
Magnésie. . . .	— 50	— 12	— 18	— 16	— 16	— 31	— 20	— 18
Chaux.	— 58	— 35	— 46	— 39	— 38	2,09	— 38	— 67
Fer et mangan.	Traces.	Traces.	Traces.	. . . .	. . . .	Traces.	Traces.	. . . .
Humidité. . . ,	1,53	1,64	1,70	1,31	1,11	1,65	1,25	1,02
Perte.	— 27	— 69	— 80	— 79	— 61	— 66	— 65	— 39
	100,00	100,00	100,05	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Formule chimique. . . .	.... .. $AK+4S$	.... .. $AK+{}^4S$	.... .. $AK+{}^4S$	.... .. $AK+{}^4S$	.... .. $AK+{}^4S$	$A^4K^1+S^{10}$	.... .. $AK+{}^4S$	.... .. $AK+{}^4S$

Tableau de la composition des kaolins dont les localités sont les mêmes que celles d'une partie des feldspaths précédents. B.

		Newcastl. (Delaware) (N° 39 du T.) 1.	Sargadel. (Gallice) (N° 37 du T.) 2.	Morl près de Hall. (N° 29 du T.) 3.	Diendorf près Hafnerszell (N° 24 du T.) 4.	Oporto. (N° 36 du T.) 5.	Wilmingt. (Delaware) (N° 38 du T). 6.
Composit. de la partie argileuse. . .	Silic.	29,73	45,25	26,10	28,61	40,62	32,69
	Alu.	25,59	37,38	22,50	25,94	43,75	43,94
	Eau.	8,94	12,83	7,55	9,60	14,63	12,12
Formules immédiates qui en dérivent.		$A^3S^4+Aq^6$ ou $A^3S^5+Aq^8$	$A^3\ S^4\ Aq^6$ ou $A^4\ S^5\ Aq^8$	$A^3S^4+Aq^6$ ou $A^4S^5+Aq^8$	$A^4S^5+Aq^8$ ou $A^5S^5+Aq^{20}$	AS+2Aq.	AS+2Aq.
Formules définitives. . .		AS+2Aq.	AS+2Aq.	AS+2Aq.	AS+2Aq.	AS+2Aq.	AS+2Aq.

TABLEAU N° 2. — *Des analyses rationnelles des différents kaolins, faites au laboratoire de Sèvres.*

LOCALITÉS.	Silice.	Alumine.	Eau	Chaux, magnésie, potasse.	Chaux, magnésie, soude.	Fer et manganèse.	Résidus non argileux.
1. Argile de kaolins de Limoges (1833).	42,09	34,65	12,17	1,33	. . . . .	Traces.	9,76
2. Louhossoa, près Bayonne.	43,12	33,00	23,00	. . . .	0,50	Tr.	. . . .
3. Des Pieux, près Cherbourg.	42,31	34 51	12,09	1,39	. . . . .	Tr.	9,67
4. Mercus (Ariége).	27,22	20,00	9,03	1,24	. . . . .	0,48	42,00
5. Mende (Lozère).	35,61	22,33	9,70	1,32	. . . . .	3,37	24,64
6. Clos de Madame (Allier).	39,91	36,37	12,94	1,80	. . . . .	Tr.	3,06
7. Chabrol (Puy-de-Dôme).	32,93	29,88	10,73	1,56	. . . . .	Tr.	24,87
8. Breage, en Cornouailles.	46,63	24,06	8,74	0,60	Soud. tr.	Tr.	19,65
9. Plymton (Devonshire).	44,26	36,81	12,74	1,55	. . . . .	Tr.	4,30
10. Chiesi (île d'Elbe).	45,03	32,24	11,36	2,21	. . . . .	Tr.	8,14
11. Bourgmanero (Piémont).	23,94	21,14	7,42	. . . .	. . . . .	1,23	48,00
12. Tretto, près de Schio.	37,07	25,28	6,64	6,33	. . . . .	Tr.	24,64
13. Rama (Passau).	42,15	37,08	12,83	2,85	Tr.	0,56	4,50
14. Auerbach (Passau).	32,48	29,45	10,50	1,13	. . . . .	Tr.	26,42
15. Diendorf, près Harfnerszell (Passau).	28,61	25,75	9,60	1,57	. . . . .	Tr.	34,44
16. Aue, près Schneeberg.	35,98	34,12	11,09	0 69	. . . . .	Tr.	18,10
17. Kaschna, près Meissen.	29,42	25,00	9,80	0,71	. . . . .	Tr.	33,52
18. Seilitz, près Meissien.	40,78	34,16	12,10	0,60	Soud. tr.	Tr.	12,33
19. Schletta, près Meissen.	39,10	20,92	7,26	3,98	. . . . .	1,31	27,30
20. Morl, près de Hall.	26,10	22,50	7,55	. . . .	. . . . .	Tr.	43,84
21. Sosa, près Johanngeorgenstadt.	44,07	38,15	9,69	Ca. mg. 1,8	. . . . .	Tr.	5,33
22. Zedlitz (Carlsbad).	33,98	26,66	9,55	1,13	. . . . .	Tr.	28,63
23. Munchsoff (Carlsbad).	44,12	40,61	13,56	0,95	. . . . .	Tr.	0,74
24. Prinzdorff (Hongrie).	26,76	15,17	5,22	1,83	. . . . .	0,56	50,40
25. Bornholm (Scandinavie).	38,57	34,99	12,52	0,54	0,93	. . . .	13,36
26. Risamki (Russie).	29,30	47,83	22,23	. . . .	0,68	Tr.	. . . .
27. Oporto (Portugal).	40,62	43,94	14,62	. . . .	. . . . .	. . . .	0,11
28. Sargadelos (Galice).	43,25	37,38	12,83	0,88	. . . . .	Tr.	5,64
29. Wilmington (Delaware).	32,69	35,01	12,12	1,14	0,72	Tr.	22,81
30. Newcastle (Delaware).	29,73	25,59	8,94	. . . .	. . . . .	. . . .	34,99
31. Chine.	23,72	9,80	2,62	potass. 3,08	. . . . .	0,43	68,18

TABLEAU N 3. — *De la composition de 41 argiles kaoliniques et de leurs formules immédiates, abstraction faite des mélanges qui les accompagnent.*

LOCALITÉS.	Silice.	Alumine.	Eau.	Formules immédiates.	Rapports atomistiques entre l'alumine et l'eau.
1. Kaolin de Limoges (1838).	47,33	38,98	18,69	$A^3S^4+Aq^6$	:: 1 : 2
2. Louhossoa, près Bayonne.	43,12	33,00	23,00	$A^2S^3+Aq^8$	:: 1 : 4
3. Des Pieux, près Cherbourg	47,50	38,81	13,59	$A^3S^4+Aq^6$	:: 1 : 2
4. Mercus (Ariége)	48,40	35,55	16,05	$A^2S^3+Aq^5$	:: 2 : 5
5. Mende (Lozère)	52,65	33,01	14,34	$A^4S^7+Aq^{10}$	:: 2 : 5
6. Clos de Madame (Allier).	44,74	40,76	14,50	$A^4S^5+Aq^8$ ou $A^5S^6+Aq^{10}$	:: 1 : 2
7. Chabrol (Puy-de-Dôme).	44,78	40,63	14,59	*Id.*	:: 1 : 2
8. Bréage en Cornouailles.	58,71	30,29	11,00	$A^2S^2+Aq^2$	:: 1 : 2
9. Plymton (Devonshire).	47,20	39,23	13,57	$A^3S^4+Aq^6$	:: 1 : 2
10. Chiesi (île d'Elbe)	44,82	36,37	10,81	$A^2S^3+Aq^4$	:: 1 : 2
11. Bourgmanero (Piémont).	45,61	40,26	14,13	$A^4S^5+Aq^8$	:: 1 : 2
12. Tretto, près de Schio.	53,74	36,64	9,62	$A^5S^9+Aq^5$	:: 1 : 2
13. Rama (Passau)	45,80	40,27	13,93	$A^4S^5+Aq^8$	:: 1 : 2
14. Auerbach (Passau)	44,86	40,65	14,49	$A^4S^5+Aq^8$ ou $A^5S^6+Aq^{10}$	:: 1 : 2
15. Diendorf, près de Hafnerzell (ibid.)	44,73	40,25	15,00	*Id.*	:: 1 : 2
16. Aue, près Schneeberg.	44,33	42,02	13,65	$A^5S^6+Aq^{10}$	:: 1 : 2
17. Kaschna, près Meissen	45,82	38,92	15,26	$A^3S^4+Aq^6$	:: 1 : 2
18. Seilitz, près Meissen.	46,86	39,24	13,90	$A^3S^4+Aq^6$	:: 1 : 2
19. Schlelta, près Meissen.	58,12	31,09	10,79	$A^2S^2+Aq^2$	:: 1 : 2
20. Morl, près de Hall.	46,56	40,00	13,44	$A^3S^4+Aq^6$ ou $A^4S^5+Aq^8$	:: 1 : 2
21. Sosa, près Johanngeorgenstadt	48,52	41,06	10,42	$A^3S^4+Aq^{4,5}$	:: 1 : 1½
22. Zetlitz (Carlsbad)	48,42	37,98	13,60	$A^3S^4+Aq^6$ ou $A^2S^3+Aq^4$	:: 1 : 2
23. Munchshoff (ibid.)	44,90	41,31	13,79	$A^4S^5+Aq^8$ ou $A^5S^6+Aq^{10}$	:: 1 : 2
24. Prinzdorff	56,76	32,17	11,07	AS^4+Aq^2	:: 1 : 2
25. Bornholm	44,82	40,64	14,54	$A^6S^5+Aq^8$ ou $A^5S^6+Aq^{10}$	:: 1 : 2
26. Risanski	29,30	47,83	22,23	$A^2S^3+Aq^8$	:: 3 : 8
27. Oporto	40,62	43,94	14,62	$AS+Aq^2$	:: 1 : 2
28. Sargadelos (Galice)	46,26	39,99	13,75	$A^3S^4+Aq^6$ ou $A^4S^5+Aq^8$	:: 1 : 2
29. Wilmington (Delaware).	40,96	43,86	15,18	$AS+Aq^2$	:: 1 : 2
30. Newcastle (Delaware).	46,27	39,82	13,91	$A^3S^4+Aq^6$ ou $A^4S^5+Aq^8$	:: 1 : 2
31. Chine.	52,49	37,49	10,02	$A^2S^3+Aq^3$	:: 2 : 3

TABLEAU N° 4. — *Des résultats obtenus en traitant par une dissolution faible de potasse les 24 argiles du tableau n° 3, qui renferment l'alumine et l'eau, dans le rapport atomistique de 1 à 2.*

NOM ET FORMULE de l'argile kaolinique soumise au traitement de la dissolution faible de potasse.		Quantité soumise dans le traitement.	SILICE OBTENUE.	Composition de l'argile kaolinique, calculée d'après la diminution de la silice enlevée par la potasse. Silice.	Alumine.	Eau.	FORMULES qui en résultent.
		gr.	gr. p. 0/0				
Kaolin de Limoges (1838)	$A^3S^3+6Aq.$	5,062	0,556=10,98	31,09	34,65	12,17	$AS+2Aq$
Des Pieux, près Cherbourg.	*Id.*	5,061	0,123= 2,43	39,88	34,51	12,09	A^3S^4+6Aq / A^4S^5+8Aq
Clos de Madame (Allier). .	$A^4S^5+8Aq.$ / $A^5S^6+60Aq.$	5,043	0,135= 2,67	37,24	36,37	12,94	$AS+2Aq$
Chabrol (Puy-de-Dôme). .	*Id.*	6,119	0,477= 7,79	25,14	29,88	10,73	$AS+2Aq$
Breage en Cornouailles. . .	$AS^2+2Aq.$	5,665	0,072= 1,27	45,36	24,06	8,74	AS^2+2Aq
Plymton (Devonshire). . .	$A^3S^4+6Aq.$	4,797	0,489=10,19	34,07	36,81	12,74	$AS+2Aq$
Chiesi (île d'Elbe).	$A^2S^3+4Aq.$	5,077	0,059= 1,16	43,87	32,24	11,36	A^2S^3+4Aq
Bourgmanero (Piémont). .	$A^3S^3+8Aq.$	8,571	0,568= 6,62	17,32	21,14	7,42	$AS+2Aq$
Rama (Passau).	*Id.*	4,888	0,475= 9,71	36,77	37,38	12,83	*Id.*
Auerbach (Passau).	$A^3S^5+8Aq.$ / $A^5S^6+10Aq.$	6,212	0,443 7,13	25,35	29,45	10,50	*Id.*
Diendorf, près Hafnerszell.	*Id.*	7,035	0,505= 7,17	21,44	25,75	9,60	*Id.*
Aue, près Schneeberg. . .	$A^5S^6+10Aq.$	6,950	0,112= 1,76	34,22	34,12	11,09	*Id.*
Kaschna, près Meissen. . .	$A^3S^4+6Aq.$	7,010	0,127= 1,82	27,60	25,00	9,80	A^4S^5+Aq
Seilitz, près Meissen. . . .	*Id.*	5,185	0,472= 9,10	31,68	34,16	12,10	$AS+2Aq$
Schletta, près Meissen. . .	$A^2S^2+2Aq.$	6,688	0,045= 0,67	38,48	20,92	7,26	AS^2+2Aq
Morl, près de Hall.	$A^3S^4+6Aq.$ / $A^4S^5+8Aq.$	8,014	0,356= 4,44	21,69	22,50	7,55	$AS+2Aq$
Zetlitz (Carlsbad).	*Id.*	6,411	0,318= 4,95	26,03	26,66	9,55	A^3S^4+6Aq
Munchshoff (ibid.).	$A^4S^5+8Aq.$ / $A^5S_9+69Aq.$	4,578	0,110= 2,40	41,72	40,61	13,56	$AS+2Aq$
Prinzdorff.	$AS^2+2Aq.$	9,544	0,096= 1,00	25,76	15,17	5,22	AS^2+2Aq
Bornhlom.	$A^4S^5+8Aq.$ / A^5S^6+10Aq	5,227	0,368= 7,04	31,53	34,99	12,52	$AS+2Aq$
Oporto.	$AS+2Aq.$	4,537	0,169= 3,72	36,90	43,93	14,62	$AS+2Aq$
Sargadelos (Galice). . . .	$A^3S^4+6Aq.$ / $A^4S^5+8Aq.$	1,814	0,312 6,48	36,77	37,38	12,83	*Id.*
Wilmington (Delaware). .	$AS+2Aq$	5,637	0,689=12,23	20,46	35,01	12,12	A^3S^3+6Aq
Newcastle (Delaware). . .	$A^3S^4+6Aq.$ / $A^4S^5+8Aq.$	7,002	0,658 9,39	20,34	25,59	8,94	$AS+2Aq$

TABLEAU N° 5. — *Formules immédiates et définitives des sept argiles kaoliniques qui contiennent de l'alumine et de l'eau, hors du rapport de 1 à 2.* (Voir page 468.)

NUMÉROS correspondants à ceux du premier mémoire.	LOCALITÉS.	FORMULES immédiates déduites de l'analyse rationnelle.	FORMULES définitives déduites du traitement par la potasse.
6	Louhossoa, près Bayonne.	$A^2S^3 + 8$ Aq.	$= A S + 4$ Aq.
10	Mercus (Ariége). . . .	$A^2S^3 + 8$ Aq	$= A S + \frac{1}{2}$ Aq.
11	Mende (Lozère).	$A^3S^7 + 10$ Aq.	$= A^2S^5 + 5$ Aq
20	Tretto, près Schio. . .	$A^2S^3 + 2$ Aq.	$= A^2S^3 + 2$ Aq.
30 *b*.	Sosa, Johanngeorgenstadt	$A^3S^3 + 4\frac{1}{2}$ Aq.	$= A^3S^3 + 6$ Aq.
35	Risanski.	$A^3S^2 + 8$ Aq.	$= A^2S + 5\frac{1}{2}$ Aq
40 *c*.	Chine.	$A^2S^3 + 3$ Aq.	$= A^2S^3 + 3$ Aq.

36. *Analyse de la* ROSITE; par M. Svanberg. (Bibli. de Gen., t. 37, p. 194.)

Ce minéral se trouve dans le calcaire d'Abo, près du lac Manarou. Sa couleur varie du rose pâle au rouge foncé. Il est en grains qui dépassent rarement la grosseur du chénevis. Sa cassure est cristalline : il est moins dur que le calcaire et plus dur que le gypse. Sa pesanteur spécifique est de 2,72. Dans le tube, il donne de l'eau et perd sa couleur ; au chalumeau, il se fond en scorie blanche. Il est composé de :

Acide silicique. . .	0,44901	oxyg. 23333	—8
Alumine.	0,34506	16116	—6
Oxyde ferrique. . .	0,00688	211	
Oxyde manganique.	0,00196	48	
Potasse.	0,06628	1124	—1
Chaux.	0,03592	859	
Magnésie.	0,02498	943	
Eau.	0,06333	5804	—2
	1,00142		

D'où l'on déduit la formule (K, C, Mg) S^3 + 6 A S + 2 Aq.

37. *Analyse de l'*ESMARKITE; par M. Erdmann. (Bibli. de Gen., t. 37, p. 195.)

Ce minerai se trouve dans le granite, à Bräkke, dans la commune de Bamla, à deux lieues de Brevig en Norwége. Il est en grands cristaux prismatiques, dont les arêtes sont arrondies, clivables perpendiculairement à l'axe, et le plus souvent recouvertes de mica. Il est rayé par le spath fluor, et raye la chaux carbonatée. Sa pesanteur spécifique est de 2,709. Au chalumeau, il donne de l'eau et devient gris-bleu. Il contient :

Acide silicique. . .	0,4597	oxyg.	2388	—5
Alumine.	0,3208		1498	—3
Magnésie.	0,1032		399	
Oxyde ferreux. . .	0,0383		89	—1
Oxyde manganeux.	0,0041		9	
Eau.	0,0549		488	—1
Oxydes plombique, cuivrique, cobaltique et titanique.	0,0045			
	0,9855			

Formule (M, f, mn) $S^3 + 3\,AS + Aq$.

---

38. *Analyse de la* PRASÉOLITHE; par M. Erdmann. (Bibli. de Gen., t. 37, p. 194.)

La praséolithe a été trouvée par Esmark, à Bräkka, dans la commune de Bamla, à deux lieues de Brevig en Norwége, dans le granite, accompagnée de chlorite, de fer titané et de tourmaline. Elle affecte la forme de prismes à 4, à 6, à 8 et même à 12 pans. Sa couleur varie du vert clair au vert foncé; elle a peu d'éclat. Sa dureté est intermédiaire entre celle du spath fluor et celle de la chaux carbonatée. Sa pesanteur spécifique est de

2,754. Au chalumeau, elle fond difficilement en verre gris-bleu. Elle se compose de :

Acide silicique. . .	0,4094	oxyg.	2127	—3
Alumine.	0,2879		1375	—2
Oxyde ferreux. . . .	0,0696		158	—1
Oxyde manganeux.	0,0032		7	
Magnésie.	0,1373		534	
Eau.	0,0738		656	—1
Oxydes cuivrique, plombique et cobaltique.	0,0050			
Acide titanique. . .	0,0040			
	0,9902			

Sa formule est (Mg, f, mn) S + 2AS + Aq.

---

39. *Sur la composition chimique de la* DICHROÏTE ; par M. Schütz. (Ann. de Pog., t. 54, p. 565.)

Quoique l'on ait fait un très-grand nombre d'analyses de dichroïtes, ou plutôt de minéraux qui portent ce nom, il y a encore de l'incertitude sur la véritable composition de cette pierre. On a proposé les formules suivantes pour représenter cette composition : $FS^2 + 2MS^2 + 3AS$ (Berzélius), $rS + 3AS^2$ (Gerhart), $3rS^2 + 8AS$ (Kobell), $rS^2 + 3AS$ (Walkner) ; mais aucune de ces formules ne s'accorde rigoureusement avec les résultats de l'analyse. En outre on trouve que selon Thomson, la dichroïte du Connecticut aurait pour formule $rS^2 + 2AS$; que selon Laugier, la formule de la dichroïte de Tuederstrand serait $r^3S^2 + 4AS$; que selon Gmelin, celle de la dichroïte de Cabodigata serait $rS + 5AS$. Ces différents minéraux ne se rapportent donc pas tous à la même espèce.

J'ai analysé trois variétés de dichroïte : l'une d'Orijerfve en Finlande, la seconde de Brunhult, paroisse de Tunaberg en Sudermanie, et la troisième de Finepang en Ostrogothie. J'y ai trouvé :

Dans la dichroïte d'Orijerfve,

Silice.	0,489 oxyg.	2540	—9
Alumine.	0,309	1444	—5
Magnésie.	0,112	437	
Protoxyde de fer.	0,063	143	—2
Protoxyde de manganèse.	0,003	8	
Minerai non attaqué. . .	0,016		
Perte au feu.	0,019		
	1,011		

Sa formule est $2rS^2 + 5AS$.

Dans la dichroïte de Brunhult, dont la densité est de 2,60,

Silice.	0,497 oxyg.	2583	—5
Alumine.	0,320	1498	—3
Magnésie.	0,095	372	
Protoxyde de fer.	0,060	138	—1
Protoxyde de manganèse. .	0,010	4	
Chaux.	0,010	17	
Minerai non attaqué. . .	0,006		
Perte au feu.	0,010		
	1,008		

Sa formule est $rS_2 + 3AS$.

Et dans celle de Finepang, dont la densité est de 2,64,

Silice.	0,486 oxyg.	2529	—9
Alumine.	0,305	1438	=5
Magnésie.	0,082	320	
Protoxyde de fer.	0,107	245	—2
Protoxyde de manganèse.	0,001	2	
Minéral non attaqué. . .	0,002		
Perte au feu.	0,015		
	0,998		

Sa formule est comme pour la première 2r'S + 5AS.

4o. *De quelques cas de pseudomorphoses presentés par des* ZÉOLITHES *de Niderkirchen dans la Bavière rhénane;* par M. G. Léonhard. (Bibli. de Gen., t. 35, p. 199.)

La transformation des cristaux d'analcime en prehnite, sans changement de forme, a déjà été signalée par Haüy et par Haidinger. A Niderkirchen on rencontre dans une diorite en décomposition des cristaux de la grosseur d'un pois, dont la forme est le trapézoïde, et qui sont les uns d'un blanc sale, rugueux et opaques, et les autres d'un vert clair, translucides et brillants. Ces cristaux sont implantés sur des masses sphériques de prehnite, et présentent des degrés variés de transformation; souvent le milieu est encore d'un blanc pur, tandis que la moitié extérieure apparaît déja comme une croûte jaunâtre ou verdâtre. Leur pesanteur spécifique varie de 2,675 à 2,788, tandis que celle de l'analcime pur n'est que de 2,0 à 2,2.

Deux analyses faites sur des cristaux transformés m'ont donné :

Silice.	0,4550	0,4250
Alumine et oxyde de fer.	0,3000	0,3054
Chaux.	0,1948	0,2257
Soude.		0,0002
Eau.	0,0500	0,0500
	0,9998	1,0063

Composition qui ne diffère de celle de la prehnite que par la présence de l'eau.

On trouve aussi à Niderkirchen des cristaux en

prismes obliques, qui ont appartenu à la laumonite, et qui sont également transformés en prehnite, mais contenant 0,06 d'eau.

---

41. *Analyse des* SABLES *du puits foré de Grenelle*; par M. P. Berthier.

On sait que pendant longtemps l'eau qui sort du puits de Grenelle amenait au jour, du fond du trou, des sables dont l'aspect variait tous les jours; ces sables étaient cependant composés des mêmes éléments, mais la proportion relative de ceux-ci était à chaque instant différente. Ces éléments sont : le quartz en grains de diverses grosseurs, une matière verte, et une argile grise plus ou moins calcaire. La matière verte ressemble à celle que l'on trouve dans ce que l'on appelle la *craie chloritée* : elle est tantôt d'un vert olive ou purée de pois, et tantôt d'un vert bouteille presque noir. Il y en a des grains assez gros, et qu'à la rigueur on pourrait extraire du sable à l'aide d'une pince, mais la plus grande partie se trouve divisée en particules tellement fines qu'elles se tiennent en suspension dans l'eau comme l'argile. C'est cette dernière matière qui a été soumise à l'analyse. Pour l'obtenir isolée, on a lévigé une grande quantité de sable, on a décanté, on a laissé déposer le sable fin par un repos de quelques instants, et l'on a enfin filtré les eaux louches qui n'auraient pu s'éclaircir qu'avec une extrême lenteur. La matière recueillie sur le filtre a été ensuite complétement desséchée à l'air.

Cette matière à l'état humide est visqueuse, plastique et excessivement tenace; par la dessication elle prend la consistance des briques crues de

la meilleure qualité ; elle est terreuse et matte, mais, à l'aide de la loupe, on y distingue un assez grand nombre de paillettes de mica argentin.

Par calcination à creuset couvert, elle devient noire et prend une grande dureté ; par grillage à la chaleur blanche, elle prend une teinte rouge assez foncée, et elle perd environ 0,15 de son poids.

Pour l'analyser, on l'a traitée successivement par l'acide acétique, qui a dissous du carbonate de chaux, et par l'eau régale, qui a attaqué la substance verte et une partie de l'argile ; et enfin on a séparé la silice gélatineuse du résidu argileux et sableux, en traitant celui-ci par la potasse liquide.

Les matières extraites de deux échantillons de sable différents, dont l'un était couleur purée de pois, mais faiblement coloré, et l'autre d'un vert gris foncé, ont donné à l'analyse les résultats suivants :

	Sable vert.	Sable gris.
Argile et sable fin. .	0,395	0,615
Silice.	0,137	0,085
Alumine.	0,034	0,045
Protoxyde de fer. . .	0,136	0,090
Potasse.	0,020	0,005
Magnésie.	0,005	0,005
Carbonate de chaux.	0,110	0,015
Eau et bitume. . . .	0,164	0,140
	1,000	1,000

La grande proportion d'alumine dissoute s'oppose à ce que l'on puisse rien conclure sur la composition de la matière verte, parce que la majeure partie de cette alumine provient certainement de l'argile ; mais cependant l'analyse montre évidemment que cette matière est du même genre

que celle de la craie, et qu'elle se compose essentiellement de silicates de protoxyde de fer et d'alcali et d'eau.

42. *Analyse de* L'EUXENITE; par M. Anderson. (Bibl. de Gen., t. 39, p. 398.)

M. Scheerer a donné ce nom à un minéral qui se trouve à Jolster en Norwége. Il est amorphe, d'un brun foncé, d'un lustre résineux et métallique, à cassure imparfaitement conchoïde. En lames minces, il est transparent et de couleur rouge : sa poussière est rouge pâle; sa pesanteur spécifique est de 4,60; il est infusible au chalumeau sans addition et il colore le borax en jaune, et le sel de phosphate en vert. Il contient :

Acide tantalique.	0,4966
Acide titanique.	0,0794
Ytria.	0,2509
Protoxyde d'urane.	0,0624
Protoxyde de cérium. . . .	0,0218
Oxyde de Lanthane.	0,0096
Chaux.	0,0247
Magnésie.	0,0029
Eau.	0,0397
	0,9880

43. *Sur* LA MOSANDRITE; par M. Anderson. (Bibl. de Gen., t. 39, p. 398.)

La mosandrite a été trouvée par Erdmann, dans la même localité que le Leucophane. Elle est tantôt amorphe, tantôt en cristaux imparfaits, ayant plusieurs clivages. Elle a un éclat vitreux ou résineux. En masses, elle est d'un beau rouge foncé; en lames minces par transparence,

elle est rouge ; elle a la dureté du spath fluor. Sa pesanteur spécifique est de 2,93 à 2,98. Au chalumeau elle dégage beaucoup d'eau et se fond en verre d'un brun verdâtre. Elle se dissout dans le borax en améthyste et donne, avec le sel microcosmique, les réactions du titane.

Ce minéral est composé de silice, d'acide titanique, d'oxydes de manganèse, de cérium et de lanthane, de chaux, de magnésie, d'un alcali et d'eau.

---

44. *Sur l'existence du* VANADIUM *dans les scories bleues qui proviennent du traitement des minerais de schistes cuivreux du Mansfeld;* par M. Kersten. (An. de Pog., t. 51, p. 539, et t. 52, p. 620.)

Les scories bleues des hauts-fourneaux sont colorées dans la plupart des cas par du titane, et quelquefois par du molybdène.

Les scories bleues du Mansfeld ne renferment pas trace de titane, et quoique les *loups* qui se produisent dans les fourneaux à manche contiennent quelquefois jusqu'à 27 à 28 pour o/o de molybdène, on rencontre rarement ce métal dans les scories : c'est le vanadium qui colore celles-ci ; les plus riches proviennent de l'usine de Gottes-Belohnung.

Pour en extraire le vanadium, on les fond au creuset de fer avec 3 p. de carbonate de soude et 1 p. de nitre ; on traite la masse pulvérisée par l'eau bouillante, et on sature par l'acide muriatique, ce qui lui fait prendre une teinte jaune à la liqueur ; on évapore à sec et on reprend par l'eau pour séparer la silice. On précipite la disso-

lution par le sulhydrate d'ammoniaque ; on grille le précipité, qui est brun ; on le fond avec une petite quantité de nitre, on délaye la masse dans l'eau, on sature la liqueur par de l'acide muriatique ; on en précipite l'acide vanadique par le sel ammoniac ; et enfin on calcine le vanadate d'ammoniaque.

On trouve également du vanadium dans les mattes, dans le cuivre noir et même dans le cuivre affiné, mais seulement lorsque ces matières proviennent du traitement des schistes bitumineux.

---

45. *Recherches* DU VANADIUM *dans le schiste cuivreux de la Thuringe* ; par M. Kersten. (An. de Pog., t. 53, p. 385.)

Ayant trouvé du vanadium dans les produits de la fonte du schiste cuivreux du Mansfeld ; j'ai recherché à quel état le métal se trouvait dans le minerai. J'ai reconnu qu'il n'y en avait pas la moindre trace dans le cuivre pyriteux, le cuivre panaché, le cuivre gris, le kupfer nickel, la pyrite, non plus que dans le spath fluor qui sert de fondant. Mais j'en ai trouvé dans divers échantillons de schistes qui ne renfermaient pas de parties métalliques visibles à l'œil armé du microscope, et qui cependant contenaient une proportion notable de cuivre.

Le vanadium que renferment ces schistes ne peut en être séparé par les acides, ce qui prouve qu'il n'est pas à l'état de vanadate de cuivre. Il est possible qu'il y soit à l'état de vanadate d'alumine, comme dans l'hydrophite. Pour l'obtenir et le doser, on a commencé par griller le schiste,

puis on l'a fondu avec de la soude et du nitre ; on a délayé la matière dans l'eau ; on a neutralisé la liqueur par un acide, évaporé à sec et repris par l'eau, après quoi on a fait passer un courant d'hydrogène sulfuré, et on a précipité l'acide vanadique par le chlorure de barium ; on a fait digérer le précipité dans l'hydrosulfate d'ammoniaque et on a saturé la liqueur par un acide.

On ne trouve pas de vanadium dans les scories des usines à cuivre où l'on traite d'autres minerais que les schistes bitumineux.

---

46. *Sur l'existence du* VANADIUM *dans la Pechblende* ; par M. Wohler. (An. de Pog., t. 54, p. 600.)

La pechblende très-mélangée de substances étrangères renferme du vanadium dans une proportion qui s'élève jusqu'à 3 pour 0/0. Je suis porté à croire que ce métal s'y trouve à l'état de sulfure. Pour l'extraire, on fond au creuset d'argent avec du carbonate de soude et du nitre; on délaye dans l'eau ; on filtre ; on sature la liqueur alcaline par un acide ; et l'on en précipite l'acide vanadique par un sel de plomb ou par un sel de baryte.

---

47. *Sur le* KUPFER MANGANÈSE, L'OXYDE NOIR DE COBALT *et* LE PSILOMÉLANE, *considérés comme formant un groupe particulier* ; par M. Rammelsberg. (An. de Pog., t. 54, p. 545.)

L'analyse du kupfer manganèse de Kamsdorf,

près Saalfeld, m'a donné les nombres suivants auxquels je joins ceux que M. Bottger a obtenus :

Protoxyde de manganèse. . .	49,99	53,30
Deutoxyde de cuivre.	14,67	16,85
Peroxyde de fer.	4,70	1,87
Chaux.	2,25	2,85
Baryte.	1,64	1,69
Magnésie.	0,69	»
Oxydes de cobalt et de nickel.	0,49	0,14
Potasse.	0,52	0,64
Soude.	2,74	»
Oxygène.	8,91	»
Eau.	14,46	16,94
	101,06	94,28

En faisant abstraction des substances évidemment mélangées, mon analyse donne :

Protoxyde de manganèse. .	5,00	oxygène. 1,12	5,32
Deutoxyde de cuivre. . . .	14,67	2,95	
Chaux.	2,25	0,63	
Baryte.	1,64	0,17	
Oxyde de cobalt.	0,49	0,10	
Magnésie.	0,69	0,27	
Potasse.	0,52	0,08	
Peroxyde de manganèse. .	55,09		20,18
Eau.	13,65		12,13

ce qui conduit à la formule $\dot{R}\,\ddot{Mn}^{2} + 2\dot{\underline{H}}$.

Le cobalt oxydé noir de Kamsdorf contient :

Protoxyde de manganèse. .	40,05
Protoxyde de cobalt. . . .	19,45
Deutoxyde de cuivre.	4,25
Peroxyde de fer.	4,56
Baryte.	0,50
Potasse.	0,47
Oxygène.	9,47
Eau.	21,24
	99,99

ce qui donne, abstraction faite des substances mélangées,

Protoxyde de cobalt. . .	19,45	oxygène	4,14	5,81
Deutoxyde de cuivre. . .	4,35		0,87	
Peroxyde de manganèse.	49,52			18,45
Eau.	20,72			18,42

d'où l'on déduit la formule $(\dot{C}o, \dot{C}a)\ddot{M}n^2 + 4\dot{\underline{H}}$.

J'ai analysé le psilomélane de Horhausen, dans le pays de Siégen. Fuchs a analysé le psilomélane de Fichtelgebirge.

Voici quels ont été les résultats de ces analyses :

Oxyde rouge de manganèse.	81,364	81,8
Oxygène.	9,182	9,5
Potasse.	3,044	4,5
Deutoxyde de cuivre.	0,964	
Peroxyde de fer.	1,428	
Chaux.	0,382	
Soude et magnésie.	0,320	
Silice.	0,385	
Eau.	3,392	4,2
	100,461	100,0

Si l'on admet que la proportion d'oxygène du peroxyde de manganèse est à l'oxygène des bases à 1 at. est aussi de 4 à 1 dans l'espèce pure, cette espèce se trouve mélangée avec une proportion considérable de peroxyde libre, ce qui n'a rien d'invraisemblable.

D'après l'analyse du psilomélane de Schnuberg, faite par Turner, ce minéral contient :

Protoxyde de manganèse. .	10,53	oxygène	2,34	4,05
Baryte.	16,36		1,71	
Peroxyde de manganèse. .				22,44
Eau.				5,52

En supposant qu'il renferme 22,41 p. o/o de

peroxyde mélangé, sa formule serait $\dot{R}, \ddot{M}n^2 + \dot{H}$.

D'après cela, on peut croire que, dans les trois espèces le rapport de l'oxygène du peroxyde de manganèse à l'oxygène des oxydes à 1 atome, est de 4 à 1, mais que la proportion atomique de l'eau de combinaison n'est pas le même.

---

48. *Note sur différents* MINERAIS DE FER *de l'Algérie*; par M. P. Berthier.

Ces minerais ont été recueillis et rapportés en France par M. Gauthier, maître de forges de la Franche-Comté, qui se propose de les exploiter et de les traiter en Algérie même, s'il peut parvenir à réunir tous les moyens qui lui sont nécessaires. Il a reconnu des gîtes très-importants de minerais de fer aux environs des villes d'Alger, de Philippeville, et de Bone.

1° *Minerai d'Alger.* On trouve ce minerai à quelques centaines de pas de la ville, à droite de la route, en sortant par la porte Babazoun; il forme un amas considérable dans le Gneiss.

Ce minerai est en morceaux amorphes, un peu caverneux, à cassure presque unie et matte, d'un brun jaunâtre foncé. Par calcination il perd 0,114 d'eau : il laisse dans l'acide muriatique 0,08 d'argile.

	gr.
10 gr. minerai cru = minerai calciné.	8,86
0,56 carbonate de chaux = chaux.	0,32
	9,18

ont donné à l'essai :

	gr.		
Fonte.	5,64	total.	7,04
Scories.	1,40	oxygène.	2,14
Chaux ajoutée.	0,32		
Matières vitrifiables.	1,08	= 0,108	
Argile insoluble.	0,80	= 0,080	
Matières solubles.	0,28	= 0,028	

La fonte était un mélange en parties très-distinctes, de fonte blanche et de fonte grise. La scorie était vitreuse, transparente et incolore.

On voit que ce minerai est fort riche.

2° *Minerais de Philippeville.* Ces minerais ont été pris sur la montagne de l'Hôpital. Il paraît qu'ils forment un gîte très-puissant dans le gneiss. Ils sont de deux sortes :

L'un est en morceaux compactes, d'un rouge foncé tirant sur le noir, à cassure inégale presqu'unie et matte, sensiblement, mais faiblement magnétique, et seulement dans quelques parties. Il contient 0,16 de matières pierreuses insolubles dans les acides, et il donne 0,587 de fonte à l'essai.

L'autre minerai est en morceaux compacts, magnétiques et magnétipolaires, qui se composent de très-petits grains cristallins de fer oxydé magnétique d'un noir métalloïde éclatant, disséminés dans une masse d'un gris foncé tirant un peu sur le jaunâtre, à cassure matte, grenue et terreuse.

Par calcination le minerai perd 0,018 d'eau ; il laisse dans l'acide muriatique 0,102 d'argile et sable, et 0,07 de silice gélatineuse.

		gr.
15 gr. de minerai cru =	minerai calciné.	14,72
1,7 chaux carbonatée =	chaux.	0,95
		15,67

ont donné à l'essai :

	gr.		
Fonte.	8,08	total.	12,82
Scories.	4,74		
		oxygène.	2,85
Chaux ajoutée.	0,95		
Matières vitrifiables.	3,79	= 0,252	

La fonte était d'un gris blanc, à cassure presqu'unie, très-brillante, la scorie était vitreuse, transparente et légèrement enfumée.

D'après ces données, le minerai renferme :

Argile inattaquable.	0,102	
Silice gélatineuse.	0,070	0,253
Matières terreuses solubles.	0,080	

La faible perte en oxygène prouve que la matière pierreuse doit contenir du protoxyde de fer en combinaison. Pour acquérir quelques données sur la nature de cette matière, on a soumis le minerai aux expériences suivantes : on en a soumis 40 grammes au lavage à l'augette, de manière à laisser autant que possible sur l'augette, toute la partie consistant en oxyde magnétique, et on a recueilli avec soin toute la partie la plus légère entraînée par l'eau. Cette matière desséchée a pesé environ 5gr.=0,12. Pour l'analyser, on a déterminé la proportion des matières volatiles, en en calcinant une portion exactement pesée, et l'on a traité une autre portion par l'acide muriatique qui a dissous du fer, de l'alumine, de la chaux, de la magnésie et une trace de manganèse, et a laissé un résidu qui se composait d'un

mélange d'argile, de sable et de silice gélatineuse; le résultat de l'analyse a été :

Peroxyde de fer.	0,440
Silice gélatineuse.	0,150
Alumine.	0,100
Chaux.	0,020
Magnésie.	0,030
Argile et sable.	0,200
Eau.	0,050
	0,990

La plus grande partie du fer y est à l'état d'hydrate de peroxyde, mais il doit y en avoir une petite quantité à l'état de combinaison avcc l'alumine et la silice.

La partie insoluble dans l'acide muriatique desséchée est d'un gris foncé, mais elle devient parfaitement blanche par le grillage, ce qui prouve qu'elle est colorée par une matière organique.

10 gr. de minerai brut ont été tenus en ébullition avec de l'acide oxalique pendant plusieurs heures; on a décanté sur un filtre la partie légère que l'eau retenait en suspension, et l'on a traité le résidu par de l'acide muriatique faible pour en séparer une petite quantité d'oxalade de protoxyde de fer dont il était mélangé. Après cela, ce résidu, lavé et desséché, a pesé $7^{g},70$. Il consistait principalement en oxyde de fer magnétique, mais il contenait encore du sable et de l'argile que l'on a séparés par le moyen de l'eau régale.

L'analyse a donné :

Oxyde de fer magnétique. . . .	0,670
Argile et sable.	0,075
Silice gélatineuse.	0,025
Protoxyde de fer.	0,025
Alumine.	0,025
Peroxyde de fer, chaux, magnésie.	0,125
Eau, matière organique, perte. .	0,055
	1,000

3° *Minerais des environs de Bone.* Ces minerais viennent des montagnes de Bouhamra et de Bélélida près Bone, à une assez faible distance de la côte. Il paraît qu'ils gissent dans une roche calcaire et qu'ils sont très-abondants.

Les échantillons que l'on a eus entre les mains étaient remarquables, en ce qu'ils étaient doués d'une vertu magnétique très-énergique, et en ce qu'ils présentaient un très-grand nombre de pôles; ils étaient compacts, à cassure grenue presque unie, d'un gris noir tirant plus ou moins sur le rouge. Lorsqu'on les traite en morceaux, par l'acide oxalique ou par l'acide muriatique, on voit qu'ils se composent d'une masse brune dans laquelle sont disséminés irrégulièrement des grains d'un noir tirant sur le rouge et mats, lesquels finissent eux-mêmes par se dissoudre presque en totalité, en conservant leur teinte rouge jusqu'à la fin. Un échantillon a donné :

Protoxyde de fer.	0,045
Protoxyde de manganèse.	0,008
Silice gélatineuse, argile, etc. . .	0,050
Eau et bitume.	0,012
Peroxyde de fer (par différence).	0,885
	1,000

10 gr. minerai cru	= minerai calciné.	9,88 gr.
0,3 de dolomie	= matières fixes.	0,17
		10,05

ont donné à l'essai :

Fonte.	6,82 gr.	total.	7,53
Scories.	0,71		
		oxygène.	2,52
Matières ajoutées.	0,17		
Matières vitrifiables.	0,54 = 0,054		

La fonte était truitée; la scorie vitreuse, opaque, d'un vert olive.

Un autre échantillon a perdu 0,044 par calcination, et n'a laissé que 0,004 d'argile dans les acides, et il a donné 0,65 de fonte d'un gris blanc à l'essai.

Ces minerais comme on voit sont extrêmement riches, et ils présentent cela de particulier qu'ils sont très-fortement magnétiques, quoiqu'ils ne renferment qu'une très-faible proportion de protoxyde de fer.

On trouve en outre, à une petite distance de Bone, une roche verdâtre que l'on a prise pour un minerai de fer, mais qui n'est qu'un pyroxène en masses analogue à la *Lerzolite* des Pyrénées. Cette roche fond sans addition, mais elle ne donne à l'essai que 0,25 de fonte : elle se compose d'un pyroxène d'un vert olive pâle à base de protoxyde de fer et de chaux inattaquable par les acides, et d'une autre pierre qui est disséminée irrégulièrement dans la masse en particules amorphes d'un rouge terne et qui a tous les caractères du grenat. Ce grenat est attaqué par l'eau régale à l'aide d'une longue ébullition, et l'analyse a montré qu'il contient, outre l'alumine, du protoxyde de fer, de la chaux et de protoxyde de manganèse.

---

49. *Analyse d'un* MINERAI DE FER, *contenant des paillettes semblables, par leur aspect, à du feldspath*; par M. P. Berthier.

Ce minerai vient de Chizeuil près Neuvy, département de Saône-et-Loire, mais j'ignore les circonstances de son gisement : il est d'un jaune d'ocre, partie en masse compacte terreuse, et

partie en masse caverneuse, pénétrée de particules pierreuses lamellaires et d'un blanc nacré.

Par calcination, il perd 0,142 d'eau : il laisse dans l'acide muriatique 0,382 d'un mélange de 0,070 de silice gélatineuse, et de 0,312 de paillettes blanches pierreuses. Il fond très-bien avec le quart de son poids de carbonate de chaux, et produit à l'essai 0,32 de fonte blanche cassante à structure grenue, et une scorie vitreuse, transparente.

Pour se procurer des paillettes pierreuses pures, on a traité une certaine quantité de minerai par l'acide muriatique bouillant, puis on a soumis le résidu à une lévigation faite avec soin; les paillettes, à raison de leur contexture, se tenant un certain temps en suspension dans l'eau, il a été possible de séparer par ce moyen les particules de quartz que renfermait évidemment ce résidu. Après cela on a traité la matière par la potasse caustique, qui a dissous le silice libre, et qui, avant le traitement par les acides, se trouvait en combinaison avec 0,035 de substances terreuses que ces acides dissolvent. Enfin, on a soumis de nouveau la matière pierreuse à l'action de l'acide muriatique, et on l'a lavée avec un extrême soin, afin qu'il n'y restât pas la plus petite partie d'alcali provenant du réactif employé.

La pierre ainsi préparée et desséchée à 100° est anhydre. On en a analysé un gramme au moyen de la soude à l'alcool et on a eu pour résultat :

Silice.	0,60
Alumine et trace de fer. .	0,37
Sans chaux ni magnésie.	

D'un autre côté, on en a traité 2 gr. par l'acide fluorique et l'acide sulfurique, etc., et on en a

extrait par ce moyen 0,013 de potasse. D'après cela, la pierre est composée de :

Silice.	0,600
Alumine.	0,370
Potasse.	0,013
	0,983

Ce n'est donc pas du feldspath, comme on avait été porté à le penser au premier abord, d'après son aspect. Cette pierre est d'une nature particulière, et se rapproche beaucoup par sa composition du silicate d'alumine AS^2, qui contient :

Silice.	0,643
Alumine.	0,357

---

50. *Sur la composition de l'*HUMBOLDTITE *de Bilin* (Bohême) ; par M. Rammelsberg. (An. de Pog., t. 53, p. 633.)

Mariano de Rivero croyait que ce minéral était un oxalate de fer anhydre; mais j'ai montré qu'il renferme 3 atomes d'eau (An. de Pog., t. 46.). M. Berzélius ayant émis l'opinion que le fer devait s'y trouver partie à l'état de protoxyde et partie à l'état de peroxyde, j'ai fait un nouvel examen de cette matière, et je me suis assuré qu'elle ne renferme que du protoxyde, et que sa formule est $\dot{F}\dddot{C} + 3\dot{H}$, comme je l'avais déjà trouvé.

---

51. *Analyse du* FER TITANÉ *par le cuivre;* par M. Fuchs. (Jour. fur prat. chem, t. 18, p. 495.)

On réduit ce minéral en poudre fine, on l'introduit dans un flacon que l'on remplit presque

entièrement d'acide chlorhydrique étendu, mélangé avec un peu de chlorure sodique, et porté à l'ébullition pour le priver d'air. On plonge ensuite dans la liqueur une lame de cuivre entourée d'un fil de platine et l'on bouche bien le flacon. Quand la température est à 18° ou 20°, l'opération est terminée au bout de 24 heures. La liqueur se colore d'abord en vert et elle devient plus tard presque entièrement incolore. A cette époque l'acide titanique se trouve au fond du flacon sous forme d'une poudre blanche. Si l'on prolongeait l'opération, il s'en réduirait une petite quantité, et la liqueur deviendrait pourpre; il est donc nécessaire de retirer le cuivre aussitôt que la liqueur s'est décolorée. Le chlorure sodique que l'on ajoute empêche le chlorure cuivreux de se précipiter de la dissolution acide peu concentrée.

---

52. *Sur la composition du* WOLFRAM; par M. Schaffgotsch. (An. de ch., t. 2, p. 532; An. de Pog., t. 2, p. 532.)

Une série d'analyses entreprises sur des wolframs provenant de différentes localités, dans le but de reconnaître les variations des proportions d'oxydules de fer et de manganèse qui se présentent dans ces minéraux, m'a conduit à un résultat beaucoup plus intéressant et tout à fait inattendu.

J'ai reconnu en effet : 1° que la somme des quantités pondérables des bases est toujours plus grande qu'elle ne peut l'être dans un tungstate neutre de fer et de manganèse; 2° que la quantité d'acide tungstique donnée par l'analyse est constamment plus forte que celle calculée d'après la composition généralement admise; de sorte que

l'on obtient, en définitive, un excès de poids de plusieurs centièmes. Ces remarques, appuyées par les nombres obtenus dans les analyses directes, m'ont conduit à reconnaître que le wolfram ne renferme pas d'acide tungstique, mais de l'oxyde de tungstène.

Voici, en quelques mots, la manière dont les analyses ont été faites. Le minéral, réduit en poudre très-fine, a été fondu avec trois fois son poids de carbonate de soude. En reprenant par l'eau, il reste le mélange des deux oxydes de fer et de manganèse qui ont été redissous dans l'acide chlorhydrique, et séparés par le procédé ordinaire au moyen de l'ammoniaque et du succinate d'ammoniaque. Le tungstène existe dans la liqueur à l'état d'acide tungstique; mais, comme il est à peu près impossible de séparer cet acide d'une manière complète de sa combinaison avec la soude, ou de son sulfosel, par les acides, il m'a fallu le rechercher par un autre moyen. Pour cela on a attaqué le wolfram bien porphyrisé par l'acide chlorhydrique bouillant; on est obligé de renouveler l'acide plusieurs fois, et l'on ne doit regarder la matière comme complétement attaquée que quand le dépôt est d'un jaune serin très-pur. Ce dépôt est l'acide tungstique; on le recueille sur un filtre: la liqueur, précipitée par un excès d'ammoniaque et d'hydrosulfate, est évaporée après filtration. Le résidu, grillé à l'air, a donné la petite quantité d'acide tungstique qui avait été dissoute par l'acide chlorhydrique. J'ai essayé également de fondre le wolfram avec du chlorure de calcium, et de séparer ainsi l'acide tungstique du tungstate de chaux formé, au moyen de l'acide chlorhydrique. Ce procédé réussit sans difficulté.

Le tableau suivant renferme le résultat des analyses.

I. — *Wolfram de Montevideo et de Ehrenfreidersdorf.*

	CALCULÉ d'après la formule $\dot{Mn}\ddot{W} + 4\dot{F}\ddot{W}$.	Montevideo.	Ehrenfriedersdorf.	CALCULÉ d'après la form[ule] $\dot{Mn}\ddot{W} + 4\dot{Fe}$…
Protoxyde de fer.	19,26	19,24	19,16	18,26
Protoxyde de manganèse. . . .	4,89	4,97	4,74	4,63
Tungstène et oxygène.	75,85	75,89	76,10	77,11
	100,00	100,00	100,00	100,00

II. *Wolfram de Chanteloup.*

	CALCULÉ d'après la formule. $\dot{Mn}\ddot{W} + 3\dot{Fe}\ddot{W}$.	TROUVÉ. I.	II.	III.	CALCULÉ d'après la for[mule] $\dot{Mn}\ddot{W} + 3\dot{F}$…
Protoxyde de fer. . .	18,06	17,81	18,33	17,71	17,12
— de manganèse.	6,11	6,20	5,67	6,29	5,79
Tungst. et oxygène.	75,83	75,99	76,00	76,00	77,09
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

III. — *Wolfram de Zirmwald.*

	CALCULÉ d'après la formule. $2\dot{Fe}\ddot{W}+3\dot{Mn}\ddot{W}$.	TROUVÉ. I.	II.	III.	IV.	V.	CALCUL[É] d'après la fo[rmule] $2\dot{Fe}\ddot{W}+3\dot{M}$…
Protoxyde de fer. . . .	9,62	9,55	9,49	9,50	»	24,13	9,1…
Protox. de manganès.	14,64	15,12	14,85	»	14,57		13,8…
Tungst. et oxygène. .	75.74	75,33	75,66	»	»	75,87	76,9…
	100,00	100,00	100,00	»	»	100,00	100,0…

IV. *Excès de poids sur 100 parties de wolfram.*

WOLFRAM DE CHANTELOUP, analyse III.	WOLFRAM DE ZIRMWALD. analyses I et VI.	analyses V et VII.	CALCULÉ par la form[ule] $\dot{R}\ddot{W}$.
4,5	4,4	6,6	5,5

Ces analyses nous permettent de poser les deux conclusions suivantes :

1° Le wolfram est formé par deux combinaisons, l'une de 1 atome d'oxydule de fer FeO et de 1 atome d'oxyde de tungstène WO^3, l'autre de 1 atome d'oxyde de manganèse MnO et 1 atome d'oxyde de tungstène WO^3.

2° Ces deux combinaisons se trouvent dans des proportions différentes dans les minéraux venant de localités différentes; mais ces proportions présentent toujours des rapports atomiques simples.

---

53. *Sur la composition* DU WOLFRAM; par M. Miller. (Phil. Mag., n° 131.)

	(1).	(2).	(3).	(4).
Oxydule de fer.	0,1924	0,1916	0,1795	0,0952
Oxydule de manganèse.	0,0497	0,0474	0,0606	0,1498
Acide scheelique. . . .	0,7589	0,7610	0,1599	0,7550
	1,0010	1,0000	1,0000	1,0000

(1) Wolfram de Monte-Video. P. Sq 7,544. Sa formule est : $4\dot{F}\dddot{W} + \dot{M}n\dddot{W}$.

(2) Wolfram d'Ehreinfreidersdorf; même formule.

(3) Wolfram de Chanteloup; P. Sq 7,437. Sa formule est : $3\dot{F}e\dddot{W} + \dot{M}n\dddot{W}$.

(4) Wolfram de Zinnwald.; P. Sq 7,191. Sa formule est : $3\dot{M}n\dddot{W} + 2\dot{F}i\dddot{W}$.

Dans tous ces minéraux, il y a un petit excès de base; mais le fer et le manganèse y sont toujours dans des rapports atomiques exacts.

---

54. *De l'action* DU CHLORE *sur le wolfram et les protoxydes de fer et de manganèse*; par M. Wohler. (Ann. der Phar., t. 39, p. 253.)

Lorsque l'on chauffe du wolfram dans un courant de chlore gazeux, il se volatilise de l'oxychlorure de tungstène et du chlorure de fer, ce qui prouve que le minerai renferme de l'oxyde de tungstène et non pas de l'acide tungstique. Le carbonate de fer donne un sublimé de chlorure de fer et un résidu d'oxyde rouge.

Le carbonate de manganèse se transforme en un mélange cristallisé de protochlorure, de protoxyde et de bioxyde de manganèse.

55. *Analyse des* FONTES *obtenus à l'air froid et à l'air chaud dans le Hanovre*; par M. Bodemann. (Ann. de Pog., t. 55, p. 485.)

	Kœnigshutte (hêtre).		*Lerbach* (sapin).	
	Air froid.	Air à 200° R.	Air froid.	Air à 160° R.
Graphite ou carbone non combiné. . .	1,99	2,71	3,85	3,48
Carbone combiné. .	2,78	1,44	0,48	0,95
Somme du carbone.	4,77	4,15	4,33	4,48
Silicium.	0,71	3,21	0,79	1,91
Aluminium. . . . . Calcium. . . . . . . Magnésium. . . . . Manganèse. . . . . Soufre.	trace.	trace.	trace.	trace.
Phosphore.	1,23	1,22	1,22	1,68
Somme des corps étrangers.	6,23	8,53	6,34	8,02
Pesant. spécifiques.	7,430	7,166	7,081	7,077

Dans les fontes de Kœnigshutte il y a en outre, une trace de chrôme et de vanadium.

56. *Des combinaisons du carbone avec le silicium, le fer et autres métaux, formant les différentes sortes de* FONTES, D'ACIER ET DE FER MALLÉABLE ; par M. Schafaeult de Munich. (Revue scient., t. 25, p. 192 et t. 6, p. 209.)

Quoique tout nous porte à penser que les analyses rapportées dans ce mémoire sont loin d'être exactes, nous croyons devoir consigner ici le résultat de ces analyses, afin de ne rien omettre de ce qui concerne la métallurgie du fer dont l'importance est si grande, et qui présente tant de difficultés.

Trois échantillons de fontes de divers lieux ont donné :

	Fonte grise française.	Fonte blanche du pays de Galles.	Fonte gris blanc du Creusot.
Silicium.	4,86430	1,00867	1,0690
Aluminium. . .	1,00738	0,06571	0,0605
Carbone.	3,38000	4,30000	1,9100
Azote.	»	0,76371	0,7205
Soufre.	»	0,32018	1,1050
Arsenic.	»	»	»
Chrôme.	»	»	1,3820
Antimoine. . . .	»	1,59710	»

Cinq fontes provenant d'un même fourneau d'Alais, département du Gard, ont donné :

Silicium. . .	1,860	2,606	0,483	2,978	0,502
Aluminium.	0,108	0,098	0,018	0,088	»
Carbone. . .	5,800	4,750	2,750	4,269	1,428
Azote. . . .	0,874	0,585	1,036	0,639	0,183
Soufre. . . .	0,645	0,800	0,380	0,433	1,003
Arsenic. . .	0,050	2,560	4,000	3,840	0,934
Chrôme. . .	»	»	»	»	»
Antimoine .	»	»	»	»	0,121

On a trouvé dans un fragment de rasoir fabriqué avec de l'acier fondu de Sheffield :

Silicium.	0,52045
Manganèse.	1,92000
Arsenic.	0,93400
Antimoine.	0,12100
Soufre.	1,00200
Azote.	0,18310
Carbone.	1,42800
Fer.	93,79765
Perte.	0,09380
	100,00000

57. *Analyse de deux* SPEISS DE COBALT ; par MM. Schœrer et Francis. (Ann. de Pog., t. 50, p. 513.)

On obtient des speiss dans la fabrique de Cobalt de Madune, en Norwége. Ils contiennent :

Soufre.	0,0016	0,0050
Arsenic.	0,3602	0,3520
Cobalt.	0,5371	0,3155
Fer	0,1005	0,2315
Cuivre.	0,0086	0,0890
	1,0080	0,9930

Ce qui s'accorde à peu près avec la formule $R^7 As^3$.

Le premier speiss forme de longs cristaux groupés en houppe et terminés par une face oblique.

Le second est cristallisé en grandes tables douées de beaucoup d'éclat.

58. *Sur le* NICKEL GRIS *de Schladming en Styrie*; par M. Hornes. (Ann. de Pog., t. 55.)

On trouve ce minéral dans la montagne de Newalpe, au sortir de la vallée supérieure du Schladming, montagne qui est composée de schiste argileux de transition. Le minerai de nickel fait partie d'un filon qui contient en même temps du quartz, du spath calcaire, du nickel arsenical, de la pyrite arsenicale, du kupfer nickel, et quelquefois de l'arsenic natif. Les formes du nickel sont très-variées et dérivent de la combinaison du prisme hexaèdre, de l'octaèdre et du dodécaèdre pentagonal. La dureté est de 5, 5 à 6; la densité est de 6, 7 à 7, 9.

L'analyse faite par M. Lowe, essayeur en chef des monnaies, a donné :

Nickel.	0,3842
Arsenic.	0,4252
Soufre.	0,1422
Fer.	0,0209
Cobalt.	trace.
Gangue.	0,0187
	0,9912

nombres qui s'écartent un peu de ceux que l'on déduirait de la formule généralement adoptée $Ni\,S^2 + Ni\,As^2$.

---

59. *Analyse d'un* SPEISS DE NICKEL; par M. Francis. (Ann. de Pog., t. 50, p. 509.)

Ce speiss provenait de la fabrique d'Argentan de M. Henninger, à Berlin. Il contient :

Soufre.	0,0101
Arsenic.	0,3407
Nickel.	0,5258
Cobalt.	0,0328
Fer.	0,1006
	1,0000

composition qui conduit à peu près à la formule $R^7 As^3$.

60. *Note sur la composition des* MINERAIS DE CUIVRE *du Chili*; par M. P. Berthier.

M. Doméiko, jeune savant Polonais, qui, après avoir étudié à l'École royale des mines de Paris est allé s'établir à Coquimbo, où il enseigne la chimie et la minéralogie avec beaucoup de distinction, nous a donné une excellente description des principaux gîtes des minerais de cuivre du Chili. Il a aussi examiné chimiquement ces minerais, et il résulte de son travail que ceux-ci se composent d'un mélange en toutes sortes de proportion de cuivre métallique, de protoxyde, de carbonate, de silicate, d'oxichlorure et de sulfure de cuivre. (*Voy*. Ann. des Mines, t. 18, p. 75.) De plus, M. Doméiko analysant spécialement les sulfures de différentes localités, a cru reconnaître que la composition de ces sulfures était très-diversifiée, et avait seulement pour limites extrêmes les formules $C^4 S$ et $C S$. Ce résultat étant en contradiction avec les faits observés jusqu'à ce jour, j'ai cru qu'il était important de le vérifier en soumettant à l'analyse les échantillons envoyés à l'École des mines par M. Doméiko lui-même; j'ai reconnu qu'en effet M. Doméiko s'était trompé, et que tous ces sulfures étaient

identiques, et se rapportaient à l'espèce connue et représentée par la formule CS. On va voir, par les détails dans lesquels je vais entrer, que l'erreur vient de ce que M. Doméiko n'a pas eu égard à l'action qu'exerce le deutochlorure de cuivre sur le sulfure. Bien que cette action ait été signalée par M. Karsten, dans son mémoire sur l'amalgation, comme ce savant annonçait qu'elle était très-faible, parce qu'il n'opérait qu'à de basses températures, et comme d'ailleurs elle ne se manifeste pas par des effets physiques apparents, il n'est pas surprenant quelle ait pu échapper aux observations de M. Doméiko.

Minerai d'Andacollo. Ce minerai présente un mélange de parties vertes, de parties pierreuses et de parties noires sulfurées. Les parties vertes se composent de carbonate, de sous-sulfate et de silicate de cuivre. On a trouvé dans un échantillon exempt de sulfure

Quartz et argile.	0,500
Acide sulfurique.	0,027

ce qui indique une proportion assez forte de sous-sulfate.

Les parties noires, triées avec tout le soin possible, restent encore mélangées d'une très-forte proportion de parties vertes. En les faisant bouillir avec de l'acide acétique, il y a effervescence, et l'on enlève aisément le reste des matières vertes en achevant la purification par le lavage à l'augette; le résidu pèse alors environ 0,60; mais il retient encore quelques parcelles de protoxyde de cuivre que l'on ne peut séparer qu'en employant l'acide sulfurique.

La matière noire, ainsi préparée, ayant été

traitée par l'acide muriatique étendu, elle n'a pas été attaquée; mais en employant l'acide concentré et à chaud, il y a eu d'abord une légère odeur d'hydrogène sulfuré, puis cette odeur a disparu quoique l'acide continuât à dissoudre de l'oxyde de cuivre, et au bout de peu de temps la matière soumise à l'expérience a perdu le cinquième de son poids. En la traitant de nouveau de la même manière, les mêmes effets se sont reproduits, et le résidu est devenu de plus en plus granuleux, et au bout de deux jours d'ébullition ce résidu ne consistait plus qu'en soufre presque pur. Effectivement en brûlant celui-ci il n'a laissé qu'une trace d'oxyde de cuivre. La proportion de soufre ainsi laissé à nu a d'ailleurs été trouvée de 0,19, ce qui se rapproche beaucoup de la proportion du sulfure ordinaire.

Dans cette opération, l'acide muriatique concentré attaque d'abord une petite portion du sulfure de cuivre avec formation de protochlorure de cuivre et dégagement d'hydrogène sulfuré; mais l'air change immédiatement le protochlorure en deutochlorure qui réagit aussitôt sur le sulfure en chlorurant le cuivre et mettant le soufre en liberté, et l'action s'accélère ensuite rapidement à mesure que la proportion de chlorure augmente. Je me suis d'ailleurs assuré que la liqueur ne renferme pas la plus petite trace d'acide sulfurique; enfin, pour écarter tous les doutes, j'ai traité du sulfure de cuivre artificiel par une dissolution concentrée de deutochlorure de cuivre aiguisée d'acide muriatique, et à l'aide d'une ébullition suffisamment prolongée, j'ai opéré la décomposition complète du sulfure.

M. Doméiko ayant toujours employé l'acide

muriatique pour purifier les sulfures dont il voulait faire l'analyse, c'est donc évidemment l'action du chlorure de cuivre, qu'il ne connaissait pas, qui l'a induit en erreur. Il a réellement opéré sur des mélanges de sulfure et de soufre et non pas sur des sulfures naturels, et il aurait pu s'en assurer en lavant les résidus du traitement par l'acide muriatique, avec une dissolution chaude de potasse caustique, qui leur aurait enlevé le soufre libre.

Minerai d'El Tambo. Ce minerai est aussi un mélange de parties noires et de parties vertes, mais on peut assez aisément séparer les unes des autres par le triage. Les parties noires sulfureuses au lieu d'être mates, comme à Andacollo, ont une cassure conchoïde très-éclatante. Après qu'elles ont été triées, l'acide acétique et l'acide sulfurique ne leur font perdre que 0,02 à 0,03 de leur poids, et en les traitant ensuite par l'acide muriatique concentré, bouillant, elles se décomposent complétement en laissant du soufre pur.

J'en ai analysé 2gr,5 au moyen de l'eau régale, et j'ai obtenu 0, 45 de soufre, qui, par combustion, a laissé 0, 05 de quartz mêlé d'une trace d'oxyde, et 0,70 de sulfate de baryte équivalent à 0,098 de soufre; on a donc au total 0,498 de soufre = 0,1992, ce qui est à très-peu près la proportion que renferme le sulfure ordinaire.

Minerai de Cobija. Le minerai de Cobija se compose d'un mélange inextricable d'oxychlorure compacte ou à structure grenue visiblement cristalline, de protoxyde, de sulfure et de silicate de cuivre, d'hydrate de fer et d'argile. En le traitant par l'acide acétique bouillant, tout l'oxychlorure

se dissout ; il n'y a pas effervescence, et on reconnaît que la liqueur ne renferme pas trace d'acide sulfurique. En employant ensuite l'acide sulfurique, la plus grande partie du protoxyde se transforme en sulfate ; enfin on peut obtenir le sulfure pur par le moyen du lavage à l'augette.

Le sulfure purifié soumis à l'action de l'acide muriatique bouillant donne 0,19 de soufre ; on ne saurait donc douter qu'il ne constitue le sulfure ordinaire.

Quant à l'oxychlorure, dans une expérience où il s'en était dissous dans l'acide acétique 2gr,75 sur 5 de minerai, on a trouvé que la liqueur contenait 0,42 de chlore et 1gr,95 de deutoxyde de cuivre. D'après cela, on est conduit à la composition suivante :

	Chlore.	0,152	chlorure,
Oxyde	cuivre métallique. .	0,135	0,287
0,710	deutoxyde de cuivre.	0,541	
	Eau.	0,172	
		1,000	

ce qui correspond presque exactement à la composition donnée par Proust et par Klaproth.

Deutochlorure de cuivre.	0,3021	1	oxyde
Deutoxyde de cuivre. . .	0,5359	2	0,711
Eau.	0,1621		

sauf un petit excès d'eau qui peut provenir de minéraux mélangés.

On vient de voir que le deutochlorure de cuivre décompose complétement le sulfure du même métal, en laissant le soufre intact et en dissolvant le cuivre. L'analogie m'a conduit à essayer l'action de ce chlorure sur quelques autres sulfures. J'ai opéré sur la pyrite de fer, sur le cuivre

pyriteux, sur la blende, sur l'arsénio-sulfure de Cobalt, sur le cuivre gris et sur les sulfures d'arsenic.

La pyrite ordinaire n'est pas sensiblement attaquée, même après une longue ébullition, dans une dissolution concentrée et fortement acide.

Le cuivre pyriteux est, au contraire, décomposé dans les mêmes circonstances; il y a du soufre mis à nu, et si l'on enlève celui-ci par la potasse, on voit que le résidu est du minerai non attaqué, d'où il suit que tout le cuivre et tout le fer qui étaient combinés avec le soufre devenu libre, ont dû être dissous par la liqueur. Mais l'action du deutochlorure est plus faible et plus lente sur le cuivre pyriteux que sur le sulfure de cuivre.

La blende de Pontpéan, qui renferme en combinaison une proportion très-notable de sulfure de fer, est assez fortement attaquée par une dissolution concentrée et acide de deutochlorure de cuivre, sans qu'il y ait aucun dégagement d'hydrogène sulfuré. La matière devient granuleuse et renferme, au bout de peu de temps, beaucoup de soufre mélangé. En traitant ce résidu alternativement par la potasse et par le deutochlorure de cuivre, il devient d'un brun de plus en plus foncé, sans doute parce que le zinc se dissout plus promptement que le fer.

Le minerai de Cobalt de Tunaberg, qui est de l'arsénio-sulfure pur, résiste à l'action du deutochlorure de cuivre comme les pyrites,

Le cuivre gris de Sainte-Marie aux Mines, essentiellement composé de sulfure de cuivre et de sulfure d'arsenic, est notablement attaqué, mais faiblement cependant.

Le réalgar mis en ébullition dans une disso-

lution acide de deutochlorure de cuivre, devient assez promptement noir et granuleux, et l'action paraît alors s'arrêter. En traitant cette matière noire bien lavée par la potasse liquide, on en sépare beaucoup de soufre; et si ensuite on la chauffe dans un tube de verre, il se volatilise encore du soufre pur, et il reste une substance noire non fondue. Cette substance est inattaquable par l'acide muriatique, et se dissout immédiatement dans l'acide nitrique avec dépôt de soufre; c'est du sulfure de cuivre.

L'orpiment récemment précipité et humide est immédiatement attaqué par le deutochlorure en dissolution, même à froid: le sulfure devient d'abord d'un rouge de brique; peu à peu sa couleur se fonce, et si l'on fait bouillir, il devient tout à fait noir. Le protochlorure de cuivre dissous dans l'acide muriatique produit le même effet, et si l'on emploie un excès d'orpiment, au bout de peu de temps il ne reste plus de cuivre dans la liqueur. Si au lieu de cela, le chlorure de cuivre se trouve en excès, la totalité de l'orpiment est décomposée, et si l'on analyse le résidu noir après l'avoir bien lavé avec de l'ammoniaque et de l'eau, on trouve que c'est du sulfure de cuivre pur ne retenant en combinaison ni orpiment, ni chlorure de cuivre.

Le chlorure de cuivre n'est pas le seul chlorure qui décompose l'orpiment en donnant lieu à la formation d'un sulfure: tous les chlorures qui renferment des métaux dont les oxydes sont facilement réductibles produisent le même effet; par exemple, le chlorure de plomb et même le chlorure d'argent, quoi qu'il soit insoluble dans l'eau. Une dissolution bouillante de chlorure de plomb

donne promptement du sulfure de plomb avec l'orpiment. Du chlorure d'argent récent et humide mêlé avec de l'orpiment, également non desséché, devient brun presque immédiatement, et si l'on fait bouillir, surtout en ajoutant un peu d'acide muriatique à la liqueur, il se change en sulfure. Lorsqu'on mêle une dissolution ammoniacale de chlorure d'argent avec une dissolution ammoniacale d'orpiment, l'argent se précipite aussitôt à l'état de sulfure. La dissolution ammoniacale d'orpiment forme, dans les dissolutions ammoniacales de sels de zinc, des précipités blancs de sulfure de zinc très-divisé et qui passe à travers les filtres.

Dans toutes ces réactions, l'arsenic est amené à l'état d'acide arsénieux et se dissout dans la liqueur.

Pour que toutes ces réactions soient promptes et énergiques, il est nécessaire de concentrer les dissolutions presque jusqu'au point de cristallisation, de les maintenir acides et de les exposer à une température voisine de l'ébullition. Le renouvellement de l'air à la surface les rend plus énergiques en ramenant rapidement le protochlorure qui se forme à l'état de deutochlorure.

Le perchlorure de fer, employé en dissolution concentrée bouillante et acidifiée par de l'acide muriatique, se comporte avec la plupart des sulfures comme le deutochlorure de cuivre; il est ramené à l'état de protochlorure par le métal du sulfure qui se dissout, et le soufre reste libre sans qu'il se produise d'acide sulfurique. Le sulfure de cuivre, le cuivre pyriteux et la blende sont très-facilement attaqués, et il en est de même de l'orpiment humide; mais, contrairement à ce qui a

lieu avec le chlorure de cuivre, il ne se produit pas de sulfure de fer, et le soufre reste libre, tandis que l'arsenic se dissout.

---

61. *Analyse d'un* CUIVRE PANACHÉ *du Connecticut*; par M. Bodemann. (An. de Pog., t. 55, p. 107.)

L'analyse a donné :

Soufre.	0,2570	
Cuivre.	0,6275	1,0013
Fer.	0,1164	
Quarts.	0,0004	

Ce qui s'accorde avec la formule Cu^5F. Un échantillon de Westmanland et un échantillon des bords de la mer Blanche, ont donné à très-peu près le même résultat à M. Hisinger, et à M. Plattner.

---

62. *Analyse d'un* FAHLERZ *de Durango, au Mexique*; par M. Bromeis. (An. de Pog., t. 55, 107.)

Compacte, d'un gris d'acier, à cassure inégale : sa poussière est d'un gris noirâtre. Analysé par le chlore il a donné :

Soufre.	0,2376	
Cuivre.	0,3711	
Fer.	0,0442	
Zinc.	0,0502	0,9838
Plomb.	0,0054	
Argent.	0,0109	
Antimoine.	0,2597	
Gangue.	0,0047	

Ce qui s'accorde avec la composition ordinaire des fahlerz.

---

63. *Analyse d'un* MINERAI DE ZINC *de Campiglia en Toscane*; par M. P. Berthier.

Ce minerai se trouve en masse considérable à la partie supérieure de l'énorme filon de cuivre pyriteux de Campiglia, qui a déjà été exploité à une époque très-reculée, mais seulement jusqu'à une assez faible profondeur, et dont l'épaisseur est à ce que l'on assure de près de 50 mètres.

Le minerai de zinc ressemble tout à fait au waad ou hydrate de peroxyde de manganèse, et au premier aspect on ne pourrait pas soupçonner qu'il renferme du zinc. Il est en morceaux amorphes, légers, tendres, d'un brun foncé, tachant les doigts, et il est pénétré de petites cavités dans lesquelles on voit des paillettes cristallines, les unes d'un blanc nacré et les autres en moins grand nombre, d'un beau vert de carbonate de cuivre. En outre, on y rencontre çà et là des croûtes cristallines blanches qui paraissent être du silicate de zinc.

Par calcination il perd 0,26 d'acide carbonique d'eau et d'oxygène. Il fait effervescence avec les acides, mais assez lentement. L'acide nitrique faible en sépare la totalité du zinc et du cuivre, et le résidu ne pèse que 0,34. Avec l'acide nitrique concentré, le résidu ne pèse que 0,26, parce qu'il se dissout en même temps du fer et du manganèse. Avec l'acide muriatique, il y a un fort dégagement de chlore et formation de silice gélatineuse, qui n'est mélangée que d'une très-petite quantité d'argile.

Quand on le fait digérer à chaud pendant un temps suffisant, dans de l'ammoniaque étendue, tout le zinc et tout le cuivre se dissolvent, et le

résidu calciné, qui ne contient que du fer, du manganèse et de la silice, pèse 0,325. L'analyse a donné :

Peroxyde de fer.	0,110
Oxyde rouge de manganèse. . . .	0,150
Silice gélatineuse.	0,070
Argile.	0,002
Oxyde de cuivre.	0,035
Acide carbonique, eau et oxygène.	0,260
Oxyde de zinc (par différence). . .	0,373
	1,000

Pour avoir la composition rigoureuse de ce minerai, il aurait fallu déterminer la proportion d'acide carbonique qu'il renferme, et la proportion d'oxygène qu'il perd par la calcination, ce que l'on n'a pas pu faire; mais avec les données de l'analyse on peut établir des résultats très-approximatifs. En effet, le fer étant certainement à l'état d'hydrate de peroxyde doit prendre 0,02 d'eau; le manganèse pouvant être supposé à l'état d'hydrate de peroxyde, prend 0,02 d'oxygène et 0,035 d'eau, pour produire 0,205 d'hydrate de peroxyde tout au plus, puisqu'il est possible qu'il y ait en mélange une petite quantité d'hydrate de deutoxyde : cela admis, il reste 0,185 d'acide carbonique et d'eau pour saturer les oxydes de cuivre et de zinc. Les 0,035 d'oxyde de cuivre en prennent 0,0136 pour former 0,0486 de carbonate vert, il n'y en a donc plus que 0,169 pour l'oxyde de zinc. Si les 0,373 de cet oxyde étaient à l'état d'hydrocarbonate, ils ne prendraient que 0,138 d'acide carbonique et d'eau; s'ils se trouvaient à l'état de carbonate anhydre, ils prendraient 0,20 d'acide carbonique. Il est probable d'après cela et à raison de la présence de la silice gélatineuse, qu'ils

sont partie à l'état de carbonate anhydre et partie à l'état d'hydrosilicate, lequel étant très-divisé se laisse décomposer en totalité par l'ammoniaque. Néanmoins toute la silice ne peut pas être combinée avec l'oxyde de zinc, du moins pour former l'hydrosilicate ordinaire, car les 0,07 de silice prendraient alors 0,180 d'oxyde de zinc et 0,019 d'eau, et il ne resterait que 0,193 d'oxyde de zinc pour saturer 0,166 d'acide carbonique, au lieu de 0,300 qu'il en faudrait. Mais on sait que les hydrates de manganèse sont toujours mélangés de silice gélatineuse libre, et l'on peut en admettre sans difficulté 0,04 ou 0,05 dans le minerai de Campiglia.

Lorsque l'on calcine fortement ce minerai dans un creuset de platine, après l'avoir mélangé avec les trois quarts de son poids de charbon en poudre, il se sublime une grande quantité de zinc, et le résidu après avoir été grillé, pour brûler l'excès de charbon, pèse 0,41, abstraction faite des cendres que produit le charbon. Ce résidu retient donc environ 0,03 à 0,04 d'oxyde de zinc dont les silicates empêchent la réduction.

Le minerai de Campiglia a tous les caractères d'un produit secondaire, résultant de la décomposition spontanée, par l'air atmosphérique et par l'eau, d'autres minéraux dont le filon aurait été primitivement rempli. Il serait fort intéressant d'étudier la localité pour chercher à se rendre compte des circonstances qui ont déterminé cette transformation.

---

64. *Analyse d'un* CHLORURE DE ZINC AMMONIACAL *de Paris*; par M. P. Berthier.

Cette matière est un produit d'art que l'on

obtient dans la préparation du *fer galvanisé* à Paris.

Pour faire cette préparation, on recouvre de sel ammoniac le bain de zinc dans lequel on plonge les objets en fer. Le sel ammoniac se volatilise peu à peu pour la plus grande partie, mais en même temps il se forme un composé dans lequel l'oxyde de zinc domine, et qui étant continuellement repoussé vers la circonférence du bain, s'attache sur les parois des chaudières à l'état de croûtes solides, à cassure grenue matte, et épaisses de quelques millimètres. C'est cette matière qui a fait l'objet de l'analyse dont il est ici question.

Lorsqu'on l'a fait bouillir dans de l'eau, il se dissout d'abord du sel ammoniac sans la moindre trace de chlorure de zinc; puis en prolongeant l'action du liquide bouillant, le chlorure se dissout à son tour, mais non pas en totalité, lors même que l'on tient la matière en contact avec de l'eau chaude pendant plus de quinze jours. Le résidu lavé se dissout promptement et avec production de chaleur, mais sans dégagement de gaz, dans l'acide nitrique, et il reste quelques grains de sable colorés en brun par une matière organique qui provient probablement du sel ammoniac.

Deux échantillons d'aspect un peu différent ont donné à l'analyse :

	1.	2.
Oxyde de zinc.	0,782	0,780
Chlorure de zinc.	0,064	0,046
Sel ammoniac.	0,028	0,034
Oxyde de fer.	0,014	0,010
Cuivre et étain.	0,005	0,005 au plus.
Zinc métallique.	0,025	0,025
Sable.	0,004	0,002
Eau et matière organique.	0,078	0,088
	1,000	0,990

A l'état brut, le n° 1 perdait 0,205 de son poids par la calcination, et le n° 2, 0,240.

Après quinze jours de lavage, le n° 1 a laissé un résidu qui retenait encore 0,008 de chlorure de zinc, et qui perdait 0,05 de son poids par la calcination.

Après quelques jours seulement de lavage, le résidu qu'a donné le n° 2 retenait 0,012 de chlorure de zinc, et éprouvait une perte de 0,07 par la calcination.

---

65. *Analyse d'un minerai de* MERCURE *et d'*ARGENT *des Asturies*; par M. P. Berthier.

Ce minerai vient des montagnes qui séparent les Asturies du royaume de Léon; il accompagne des minerais de cuivre qui se composent d'un mélange de carbonate vert et de sulfure.

Il a absolument l'aspect d'un minerai de fer et il consiste essentiellement en carbonate de chaux un peu ferrugineux, et en oxyde rouge de fer çà et là hydraté. On y voit en outre quelques particules de carbonate vert de cuivre, mais on n'y aperçoit ni argent, ni mercure; seulement, dans quelques parties, la raclure est comme cornée et présente un reflet métalloïde blanchâtre.

Lorsqu'on le traite par l'acide acétique bouillant, le carbonate de chaux et la totalité du cuivre se dissolvent; en faisant chauffer ensuite le résidu avec de l'acide oxalique, tout l'oxyde de fer se dissout à son tour et se dissout seul; cependant la partie non attaquée conserve une couleur foncée tirant sur le noir: en la traitant par l'acide nitrique pur, il se dissout de l'argent, mais elle ne se décolore pas; l'eau régale au contraire la décolore immé-

diatement et ne laisse qu'un résidu blanc pierreux.

En chauffant dans un tube de verre le résidu du traitement par l'acide oxalique, il se sublime une substance noire qu'il est aisé de reconnaître pour être du cinabre, et le résidu pierreux reste çà et là taché de noir, probablement par du sulfure d'argent.

Lorsqu'on chauffe dans un tube le minerai brut, il ne donne pas de cinabre, mais il s'en dégage du mercure métallique, résultat qui provient de ce que le sulfure de mercure est décomposé par l'oxyde de fer.

Outre le cinabre, tout porte à croire que le minerai renferme une certaine quantité de protochlorure de mercure. L'analyse a donné :

Carbonate de chaux. .	0,275
Carbonate de cuivre.	0,065
Peroxyde de fer. . . .	0,160
Cinnabre et calomel.	0,015
Gangue pierreuse. . . .	0,485
	1,000

Par distillation directe on en extrait 0,013 de mercure.

Pour déterminer la proportion d'argent, on en a fondu 5 grammes avec 50 grammes de litharge et $0^{gr}.4$ de charbon, en opérant 1° sur le minerai brut, et 2° sur le minerai traité préalablement par le carbonate d'ammoniaque à chaud. Ces deux essais ont donné 10 grammes de plomb, qui, chacun, ont laissé $0^{gr}.01$ d'argent à la coupellation = 0.002. Il suit de là que le minerai ne renferme pas trace de chlorure d'argent.

Ce minerai est exploité à la poudre, et l'on a remarqué que, dans plusieurs des morceaux déta-

chés par les coups de mines, on voyait çà et là de petites gouttelettes de mercure, au lieu qu'on n'en aperçoit nulle part avant l'action de la poudre. C'est cette circonstance qui a fait reconnaître la nature du minerai, dans lequel on n'aurait probablement pas sans cela soupçonné la présence du mercure. La production des gouttelettes de ce métal résulte évidemment de la réaction de l'oxyde de fer sur le cinabre, qui est déterminée par la chaleur que dégage la poudre en combustion.

---

66. *Sur le* CARBONATE DE BISMUTH *natif*; par MM. Breitaupt et Platner. (An. de Pog., 1841, n° 8, p. 627.)

On a trouvé ce minéral dans la mine de fer de Ullersreuth, près Hirshcberg, dans le Voitland et dans l'Erzgebirge : 1° à Schneibeg, 2° à Johann-Georgenstad. A Ullersreuth il accompagne le bismuth sulfuré, le bismuth natif, l'hypochlorite et le sulfate de cuivre. Le carbonate de bismuth, ou *Bismuthite*, est fragile, peu dur, à cassure conchoïde inégale, jaune serin, jaune de paille, gris pâle ou vert foncé, opaque ou seulement translucide sur les bords. Sa pesanteur spécifique est de 6,864 à 6,909. Ce minéral consiste en carbonate de bismuth, mêlé de carbonate de fer, de carbonate de cuivre et d'un peu de sulfate de bismuth.

---

67. *Analyse du* PLOMB NOIR *d'Aulus* (Ariége); par M. P. Berthier.

La mine d'Aulus renferme principalement de la galène, mais on y trouve aussi quelques au-

tres minerais de plomb, et parmi ceux-ci, ce que l'on appelle vulgairement *plomb noir*. L'échantillon de ce dernier minerai, que l'on a analysé, avait à peu près la grosseur et la forme d'un œuf de poule, et il était enveloppé dans une masse informe et concrétionnée de chloro-phosphate de plomb, contenant un peu d'arséniate et mêlé de carbonate de plomb et de grains de quartz.

La partie extérieure de la masse ovoïde était blanche et à texture grenue, mais tout le reste de la masse était noir et sans aucun éclat, quoique sa structure fût confusément lamellaire : cependant on y distinguait çà et là quelques points qui avaient absolument le même aspect que la galène. C'est la masse noire triée qui a été analysée.

En la traitant par l'acide acétique, on a trouvé qu'elle renfermait à peu près parties égales de carbonate et de sulfure de plomb. Fondue avec 0,20 de flux noir, elle a donné 0,75 de plomb, qui, par coupellation, a laissé 0,0032 d'argent pur : d'où il suit que le sulfure séparé du carbonate de plomb, en contiendrait 0,0063, ce qui est considérable. On s'est d'ailleurs assuré que l'acide acétique ne dissout pas la moindre portion de l'argent.

---

68. *Analyse de la* KILBRICKRUÉRITE ; par M. Apjhone. (Institut, 1841, p. 111.)

On trouve ce minéral en masses amorphes dans la mine de plomb de Kilbrickra, dans le comté de Clarck. Sa pesanteur spécifique est de 6,407. Il est composé de :

Soufre.	0,1636	at.	9,153
Plomb.	0,6887	}	6,099
Fer.	0,0038	}	
Antimoine. . . .	0,1439		1,000
	1,0000		

Ce qui conduit à la formule 6Pb S + Sb S³, analogue à celle de l'argent rouge antimonial 6Ag S + Sb S³.

---

69. *Composition de la* CÉRUSE; par M. Mellier (Rap. ann. de M. Berzélius, 1840, p. 90.)

La céruse n'est pas du carbonate de plomb, mais un hydrocarbonate, ordinairement composé de :

Acide carbonique. . .	0,1166
Oxyde plombique. . .	0,8636
Eau.	0,0246
	1,0048

Ce qui correspond à la formule PO, H²O + 2 PO, CO².

M. Strattingh prépare, par un procédé particulier qu'il n'a pas fait connaître, une céruse qui contient :

Acide carbonique. . .	0,1222
Oxyde plombique. . .	0,8574
Eau.	0,0175
Acide acétique. . . .	0,0012
	0,9983

Ce qui donne la formule PO, H²O + 3 PO, CO².

On prétend que cette céruse est plus blanche que la céruse ordinaire, et qu'elle aura l'avantage de ne pas changer de couleur à l'air.

---

70. *Analyse d'un produit cristallisé du travail du* PLOMB *à Freyberg*; par M. Kersten (An. de Pog., t. 55, p. 118.)

Ce produit, qui a été recueilli sur la sole du four à réverbère, après la mise hors feu, à la Muldner-Hutte, est d'un gris d'acier, et dactilé; sa pesanteur spécifique est de 9,21. Il est cristallisé en prismes hexagonaux tronqués net, dont les angles ont été trouvés de 144, 133 et 97 degrés. Son analyse a donné :

Plomb.	0,9010	0,9974
Antimoine. . .	0,0648	
Cuivre.	0,0150	
Zinc.	0,0142	
Argent.	0,0024	

71. *Note sur le minerai d'*ARGENT *de Tetéla* (Mexique); par M. P. Berthier.

Le minerai d'argent de Tetéla (intendance de Puebla), est du petit nombre de ceux que l'on traite au Mexique par voie de fusion au fourneau à manche. Sa masse principale est formée d'un mélange irrégulier de quartz compacte, tantôt d'un blanc laiteux, tantôt gris et tantôt presque noir et mat; de *bustamite* fibreuse de couleur blonde tirant sur le vert olive, et de chaux carbonate laminaire, translucide, incolore ou rosée. Ce mélange est parsemé de très-petits grains de pyrites arsénicales disséminées çà et là, et il contient fréquemment aussi de l'argent rouge, du sulfure d'argent et de la galène argentifère. Dans une certaine partie de la mine, on trouve en outre et avec grande abondance, un minerai de

manganèse noir presque terreux, et qui est mélangé d'une forte proportion de chaux carbonatée lamellaire. Ce minerai de manganèse est exploité pour servir de fondant ; on le mêle au minerai principal dans la proportion d'environ moitié de celui-ci, et de plus on ajoute au mélange la quantité de matières plombeuses convenable pour réunir tout l'argent. L'oxyde de manganèse est effectivement très-propre à donner de la fluidité aux scories, en se combinant avec le quartz, surtout en présence de la chaux ; mais comme il est peroxydé, il se pourrait qu'il jouât en outre le rôle de désulfurant, en réagissant sur les différents sulfures que renferment les minerais, au premier contact de la chaleur, et avant que le charbon ait pu lui enlever tout son oxygène.

La chaux carbonatée rosée de Tetéla est colorée par du carbonate de manganèse : on a rapporté, page 442 le résultat de son analyse.

La *bustamite* a été ainsi dénommée par M. Brongniart, en l'honneur de M. Bustamente, ex-président du Mexique, qui le premier l'a apportée en Europe. D'après l'analyse que M. Dumas en a faite, c'est un pyroxène manganésifère composé de :

Silice.	0,4890	oxyg. 2.550	— 6
Protoxyde de manganèse. .	0,3606	791	— 2
Protoxyde de fer.	0,0081	18	
Chaux.	0,1457	409	— 1
	1,0034		

Sa pesanteur spécifique est de 3,12 à 3,23 : elle résiste à l'action des acides forts, même à la température de l'ébullition.

Le minerai de manganèse est d'un noir brun, très-tendre : il tache fortement les doigts. Sa struc-

ture est tantôt grenue et tantôt fibreuse et radiée absolument comme celle de la bustamite. Il provient évidemment de la décomposition spontanée de ce minéral ; il est mélangé, d'une manière irrégulière, de chaux carbonatée à grandes lames et de quartz, mais on n'y aperçoit pas la moindre trace de bustamite.

On en a analysé un morceau à structure radiée, homogène en apparence, mais qui cependant était pénétré de chaux carbonatée d'une manière invisible. En le traitant par l'acide acétique, il y a eu vive effervescence, tout le carbonate de chaux s'est dissous, et le manganèse n'a été aucunement attaqué. Le résidu desséché a pesé 0,79, d'où carbonate de chaux 0,21.

La partie manganésienne ainsi purifiée, laisse dans l'acide muriatique un résidu blanc, en partie gélatineux, et en partie grenu ; elle donne à l'analyse :

Oxyde rouge de manganèse. . .	60,54
Oxygène et eau.	0,226
Peroxyde de fer.	0,035
Silice gélatineuse.	0,025
Quartz blanc.	0,060
	1,000

On voit par cette analyse que la décomposition de la bustamite a été complète, et que, en même temps, la presque totalité de la silice en a été enlevée ; une grande partie de la chaux a disparu également ; mais il est probable que c'est le reste de cette chaux qui a donné naissance au carbonate que l'on trouve disséminé dans le résidu en particules indiscernables. Ce résidu est de l'hydrate de peroxyde de manganèse, ou *wade*, à peu

près pur. Tout porte à croire que la cause qui a opéré la décomposition de la bustamite est l'action lente, mais continue et longtemps prolongée, de l'eau atmosphérique chargée d'air et d'acide carbonique; mais en outre il doit être nécessaire que cette action soit secondée par quelques circonstances particulières, puisque le minéral est resté intact dans certaines parties du gîte, tandis qu'il a été complétement décomposé partout ailleurs. Ces circonstances ne nous sont pas encore connues.

J'ai fait un examen spécial de la partie compacte noire du minerai. Après l'avoir triée avec un très-grand soin, je l'ai traitée par l'eau régale, qui en a séparé le carbonate de chaux et les pyrites, sans l'attaquer aucunement; et je l'ai soumise ensuite aux expériences suivantes :

J'en ai grillé une certaine quantité à la chaleur du blanc naissant; elle a perdu peu à peu sa couleur noire, sans qu'il y ait combustion apparente, et elle est devenue d'un rouge brique peu foncé. J'en ai fondu 5 gr. au creuset d'argent, avec 15 gr. de potasse; la matière a pris promptement une grande liquidité, et pendant un certain temps il s'en est dégagé çà et là quelques filets d'un gaz inflammable qui était probablement de l'oxyde de carbone. La masse refroidie était d'un brun peu foncé; délayée dans de l'eau, elle a donné une liqueur absolument incolore, qui renfermait une grande quantité de silice et pas autre chose. Le résidu bien lavé a fait gelée avec l'acide muriatique, en donnant lieu à un grand dégagement de chlore, et l'on a trouvé dans la liqueur beaucoup d'oxyde de manganèse, une proportion moindre de chaux et une très-petite quantité d'oxyde de fer, sans autres substanees. Ces faits prouvent que

la matière analysée se compose essentiellement d'un mélange de quartz et de bustamite compactes et portaient à penser que la substance qui la colore en noir n'est que du charbon.

Pour m'en assurer j'ai traité une portion de minéral par de l'acide fluorique, en ajoutant vers la fin une petite quantité d'acide sulfurique, pour transformer en sulfates les fluorures formés. En délayant ensuite dans l'eau, presque tout s'est dissous, et le résidu que l'on a obtenu était d'un gris foncé presque noir. Par le grillage, ce résidu s'est complétement décoloré sans exhaler aucune odeur, et la matière blanche qui est restée n'a paru être qu'une portion de pierre non attaquée, mêlée peut-être de sulfate de baryte et d'un peu de sulfate de chaux.

D'après tout ce qui précède, il paraît donc que la partie noire du minerai de Tetela est de la bustamite compacte, colorée en noir par un mélange intime de charbon anthraciteux. C'est ce charbon qui empêche la production du caméléon, lorsque l'on fond le minerai avec de la potasse caustique, en donnant lieu en même temps au dégagement d'un gaz (l'oxyde de carbone) qui s'échappe par bouffées et qui s'enflamme en sortant du creuset.

---

72. *Note sur les minerais de* BROMURE D'ARGENT *du Mexique et du Chili*; par M. P. Berthier.

Minerai du Mexique.—J'ai fait connaître dans les *Annales des mines* (tome XIX, page 734), la composition d'un minerai qui avait été recueilli sur la mine de Saint-Onofre, district du Plateros, au Mexique, par M. Duport, et qui s'est trouvé

contenir du bromure d'argent, espèce qui n'avait pas encore été rencontrée dans la nature. M. Duport, qui est maintenant au Mexique, ayant envoyé en Europe plusieurs kilogrammes de ce minerai, j'ai pu l'examiner de nouveau et déterminer avec précision la nature des différents composés qu'il contient.

En général, le minerai de Saint-Onofre est en morceaux amorphes, formés d'hydrate de fer compacte; à cassure terreuse, mélangé de quartz et pénétré de cavités ordinairement fort petites, qui sont tapissées de cristaux incolores, transparents et très-éclatants, et au milieu desquels on voit çà et là les cristaux informes ou les petites masses concrétionnées d'un vert grisâtre de bromure d'argent : ce bromure est, en outre, disséminé dans le minerai en particules invisibles; car les échantillons dans lesquels on n'en aperçoit pas du tout sont aussi riches en argent que tous les autres. Les cristaux blancs ont la forme de prismes hexaèdres et appartiennent à l'espèce *arséniate de plomb*; ils sont toujours accompagnés de carbonate de plomb; mais celui-ci n'est jamais cristallisé; il constitue comme une pâte compacte à cassure luisante ou unie, et qui le plus souvent est d'un gris foncé presque noir. J'ai analysé séparément ces morceaux à pâte noire.

Pour déterminer la composition moyenne du minerai ordinaire, on en a pris un échantillon sur une grande masse de poussière, et on l'a traité successivement par l'acide acétique qui n'a dissous que le carbonate de plomb; par l'acide nitrique un peu affaibli qui n'a dissous que l'arséniate, et enfin par l'acide oxalique bouillant qui a enlevé tout l'hydrate de fer. Le bromure d'argent est

resté mélangé de quartz, mais il a été facile de séparer ce dernier sans perte de bromure par un lavage à l'augette fait avec soin. On a obtenu ainsi le résultat suivant :

Carbonate de plomb. .	0,075
Arséniate de plomb. .	0,220
Hydrate de fer.	0,110
Quartz et argile. . . .	0,540
Bromure d'argent. . .	0,055
	1,000

250 grammes de ce minerai ayant été soumis à la lévigation et au lavage à l'augette à main, j'ai recueilli tous les produits, et j'ai fait un essai de chacun d'eux par voie sèche, pour comparer leur richesse avec celle du minerai. J'ai obtenu à à peu près parties égales de schlam, de sable quartzeux pauvre et de sable riche resté sur l'augette.

10 grammes de minerai ayant été fondus avec 20 grammes de flux noir, ont donné culot pesant $3^{gr},9$, composé d'un bouton de plomb auquel adhérait une petite quantité d'arséniure de fer. Pour faire passer ce culot à la coupellation, il a fallu y ajouter 2 grammes de plomb. On a obtenu $0^{gr},34$ d'argent $=$ 0,034, et les bords de la coupelle étaient recouverts d'une scorie cristalline d'un rouge pâle. Les scories provenant de la fusion avec le flux noir ayant été délayées dans l'eau, on a fondu avec de la litharge le résidu terreux et charbonneux qui en est résulté. Le produit a été 1 gramme de plomb qui, par coupellation, n'a laissé que $0^{gr},005$ d'argent $=$ 0;0005, ce qui est tout à fait négligeable.

Mais, pour vérifier le résultat obtenu dans cette opération, on á fait deux autres essais de minerai :

1° avec 3 parties de litharge et 5 parties de flux noir, 2° avec 4 parties de litharge et 0,10 de charbon. Le premier essai a donné 3 de plomb et 0,034 d'argent, et le second, 6 de plomb et la même quantité d'argent. Cette teneur correspond à 0,055 de bromure.

10 grammes de schlam fondus avec 20 grammes de flux noir ont donné 1gr,6 de plomb arsénié et un peu terreux qui, par coupellation avec addition de plomb, a laissé 0gr,059 d'argent = 0,0059. 3 grammes fondus avec 15 grammes de litharge et 0gr,33 de charbon ont donné 9 grammes de plomb qui, par coupellation, ont laissé 0gr,021 d'argent = 0,007, ce qui représente la vraie richesse. La matière soumise à l'analyse par la voie humide a été trouvée composée de :

Carbonate de plomb	0,030
Arséniate de plomb	0,240
Hydrate de fer	0,110
Quartz et argile	0,546
Carb. de chaux et de magnésie	0,030
Bromure d'argent	0,012
	0,968

10 grammes de sable quartzeux pauvre, fondus avec 100 grammes de litharge et 0gr,5 de charbon, ont produit 11 grammes de plomb qui, par coupellation, n'ont laissé que 0gr,46 d'argent = 0,0046 huit fois moins que le minerai. Ce sable ne contient d'ailleurs que 0,04 à 0,05 de matières plombeuses.

Enfin le schlich resté sur l'augette, essayé à son tour, a donné, avec 2 parties de flux noir, 0,56 de plomb ductile, quoiqu'il contînt de l'arsenic, et qui, soumis à la coupellation, a laissé 0,092 d'argent, équivalant à 0,16 de bromure. La

coupelle présentait sur son bord un bourrelet cristallin blanc, ou légèrement verdâtre, qui devait être de l'arséniate de plomb. La scorie provenant de la fusion avec le flux noir, ayant été traitée de nouveau, n'a donné que 0,005 d'argent tout au plus.

Il résulte de ces expériences que par le lavage on a pu extraire du minerai un schlich plombeux dans lequel les neuf dixièmes de l'argent environ se trouvaient concentrés.

On a analysé ce schlich, en le traitant successivement par l'acide acétique, l'acide nitrique et l'acide oxalique, et en lavant le résidu à l'augette; le résultat a été :

Carbonate de plomb. .	0,200
Arséniate de plomb. . .	0,550
Hydrate de fer.	0,018
Quartz.	0,068
Bromure d'argent. . . .	0,164
	1,000

Restait à connaître la nature de l'arséniate contenu dans le minerai; pour cela on s'est servi de la dissolution nitrique. En y versant du nitrate d'argent, elle a donné un précipité caillebotté parfaitement blanc, pesant 0,046, et qui, traité d'une manière convenable par le chlore, ne changeait pas d'aspect et n'acquérait pas la faculté de colorer l'éther. C'était donc du chlorure d'argent pur. Les 0,046 de ce chlorure contiennent 0,0114 de chlore qui équivalent à 0,0447 de chlorure de plomb; ces 0,0447 de chlorure provenaient de 0,550 de chloro-arséniate : celui-ci en contient donc les 0,0813 de son poids. Or, d'après M. Grégor, le chloro-arséniate cristallisé en renferme 0,083, et, d'après M. Wohler, un chloro-arséniate un

peu phosphaté s'est trouvé en contenir 0,098; l'espèce qui accompagna le bromure d'argent de Saint-Onofre est donc exactement de même nature que celle qui a été rencontrée dans d'autres localités. Je me suis d'ailleurs assuré qu'elle ne renferme pas la moindre trace d'acide phosphorique. En effet, si l'on en sépare l'acide par le moyen des carbonates alcalins, et si, après avoir neutralisé la liqueur avec de l'acide acétique, on y verse du nitrate d'argent peu à peu, et par doses successives, on reconnaît que, depuis le commencement jusqu'à la fin, le précipité a la couleur rouge briqueté de l'arséniate d'argent et qu'il ne présente jamais la couleur jaune du phosphate.

Ainsi le minerai du Plateros renferme à la fois du bromure d'argent, qui n'est aucunement mélangé de chlorure, et du chloro-arséniate de plomb, dans lequel on ne trouve pas la plus petite trace de bromure. Ce fait mérite d'être remarqué et fournit un nouvel exemple de ces groupements de minéraux que la nature a effectués, et que dans l'état de la science il serait impossible d'opérer artificiellement.

Ayant eu à ma disposition une assez grande quantité du minerai du Plateros, j'ai pu en extraire une trentaine de grammes de bromure d'argent à peu près pur. Cette substance était en poudre grossière, d'un vert-olive tirant sur le jaunâtre; j'en ai recherché la pesanteur spécifique à plusieurs reprises, en opérant chaque fois sur une portion différente de la matière, et les nombres que j'ai obtenus se sont trouvés compris entre 5,80 et 6,02 : le véritable poids ne doit par conséquent pas s'éloigner beaucoup de 6,00.

Pour extraire le bromure d'argent de son mi-

nerai d'une manière prompte et économique, on procède comme il suit : on commence par soumettre ce minerai à l'action de l'acide nitrique du commerce un peu affaibli, en chauffant jusqu'à l'ébullition; puis on lave par décantation à deux ou trois reprises pour enlever tout le nitrate de plomb, mais sans chercher à dissoudre la totalité du chlorure; après quoi on fait chauffer le résidu avec de l'acide muriatique ordinaire jusqu'à ce que l'oxyde de fer soit dissous; on lave de nouveau par décantation, et comme il faudrait une très-grande quantité d'eau pour enlever le chlorure de plomb, au lieu de le dissoudre on le décompose en faisant digérer le résidu avec un excès d'acide sulfurique; le sulfate de plomb qui se produit en remplacement du chlorure, étant pulvérulent et en grains très-fins, rien n'est plus facile que de le séparer en totalité par le moyen de la lévigation. Après cela le bromure d'argent ne reste plus mélangé que de quartz, que l'on en expulse aisément par un lavage à l'augette. Il convient d'ailleurs, pour achever la purification du schlich, de le traiter encore une fois successivement par l'acide nitrique et par l'acide muriatique, et de le laver de nouveau pour enlever les derniers petits grains de quartz que l'action des acides aurait pu détacher encore des grains de bromure.

Pour que le bromure conserve sa couleur naturelle, il est nécessaire de l'enfermer dans des vases qui soient à l'abri de la lumière, sans quoi il devient d'un gris foncé au bout de très-peu de temps.

Le bromure d'argent se présente ordinairement, dans le minerai de Saint-Onofre, en petites masses concrétionnées ou cristallisées d'une manière confuse; cependant on en a rencontré, dans un échan-

tillon, des cristaux isolés et dont la forme était parfaitement nette. Ces cristaux étaient extrêmement discernables, même à l'œil nu, d'autant plus qu'ils étaient disséminés au milieu de cristaux incolores de chloro-arséniate de plomb avec lesquels ils contrastaient par leur couleur verte. Leur forme était celle d'un octaèdre régulier tronqué sur tous ses angles et sur toutes ses arêtes; on sait que l'octaèdre régulier est aussi la forme du chlorure.

La variété grise du minerai de Saint-Onofre se trouve disséminée irrégulièrement dans la masse de ce minerai, et ne s'y rencontre qu'en petite quantité. Elle est compacte, à cassure presque unie et luisante, d'un gris plus ou moins foncé, et quelquefois presque noire, assez dure et très-pesante : on y voit du bromure d'argent disséminé çà et là en petites parties, comme dans le reste de la masse, mais ordinairement en moindre proportion. Les échantillons choisis ne renferment pas du tout d'arséniate de plomb. Lorsqu'on le traite par de l'acétique étendu et à chaud, il y a effervescence, et il se dissout du carbonate de plomb. Si ensuite on traite le résidu, bien lavé, par de l'acide nitrique, la couleur noire disparaît; il y a dégagement de vapeur nitreuse, il se dissout une quantité notable d'argent. Comme on n'aperçoit de trace d'argent natif dans aucun échantillon, même à l'aide d'une forte loupe, il y a tout lieu de penser que ce métal s'y trouve à l'état de sulfure, ainsi que cela s'observe presque toujours dans les plombs carbonatés argentifères noirs. Ce qui reste après l'action de l'acide nitrique consiste en un mélange de quartz, d'hydrate de fer et de bromure d'argent.

L'échantillon soumis à l'analyse a donné :

Carbonate de plomb. . .	0,480	
Sulfure d'argent.	0,021	au moins.
Bromure d'argent.	0,070	au plus.
Hydrate de fer.	0,037	
Quartz.	0,392	
	1,000	

Fondu avec deux parties de flux noir, cet échantillon a produit un culot de plomb argentifère bien ductile, pesant 0,36 ; et ce culot, soumis à la coupellation, a laissé un bouton d'argent pesant 0,06, d'où plomb 0,30. Or, les 0,480 de carbonate en contiennent 0,37 ; il en est donc resté une quantité considérable dans les scories. Il y a eu aussi une perte sensible sur l'argent, que l'on n'aurait pu éviter qu'en ajoutant de la litharge à l'essai afin d'appauvrir l'œuvre.

Minerais du Chili. — M. Doméiko, ancien élève externe très-distingué de l'Ecole des Mines de Paris, qui, depuis quelques années, enseigne la chimie au Collége de Coquimbo, ayant envoyé à l'Ecole une très-belle collection des minerais d'argent du Chili, dont la plupart étaient supposés contenir du chlorure, il m'a paru intéressant de rechercher si le bromure ne se rencontrerait pas dans quelques-uns de ces minerais, et l'on va voir qu'effectivement il y en a un au moins qui en renferme une proportion très-considérable.

D'après ce que rapporte M. Doméiko, « les chlorures d'argent mélangés d'argent natif sont les seuls qui se trouvent dans les mines les plus importantes du Chili. A Chanaveillo, il n'est pas rare de rencontrer des veines de 1 à 2 pouces d'épaisseur de chlorure pur stalactiforme ou concrétionné, demi-transparent, verdâtre ou noirâtre, mais

rarement blanc. On en a trouvé des masses du poids de 20 à 30 quintaux aux affleurements du filon ; mais le centre de ces masses était occupé par de l'argent natif. On cite un filon de cette nature qui avait été découvert dans les mines de *Maroto de los Bonados* à Chanaveillo, et qui contenait un noyau d'argent métallique presque pur, pesant 32 quintaux. Les filons les plus riches en chlorure ne le présentent jamais à l'état cristallin ; au contraire, on en trouve quelques échantillons qui contiennent des cristaux cubiques, octaédriques ou cubooctaédrique de 2 millimètres de diamètre, dans les mines de *Huasco Alto*, qui n'ont jamais produit autant de chlorure que celles de Copiapo. »

« Parmi les minéraux de cette classe, les variétés les plus communes sont du genre des *Pacos* et des *Colorados*, qui se composent de chlorure d'argent et d'argent natif disséminés dans des gangues ocreuses. »

J'ai examiné trois de ces échantillons de la collection de M. Doméiko, étiquetés, l'un *minerai vert*, le second *minerai noir*, et le troisième *colorado*.

Le *minerai vert* èst en masses amorphes, à cassure terreuse, d'un vert sale ou plutôt couleur *merde d'oie*, nuancé de gris et de jaune d'ocre.

A l'essai, ce minerai donne plus de 0,27 d'argent ; lorsqu'on le traite par l'acide muriatique, il se manifeste une légère effervescence et l'acide dissout de l'oxyde de fer et de l'oxyde de cuivre ; le résidu desséché pèse 0,70 ; en le faisant digérer dans de l'ammoniaque il se réduit à 0,33 ou 0,34, et il reste de l'argile blanche nuancée de brun. En traitant cette argile par de l'acide nitrique pur,

elle se décolore et il se dissout une quantité notable d'argent. On reconnaît ensuite, à l'aide de la potasse caustique, que l'argile était mélangée d'une petite quantité de silice gélatineuse.

L'essentiel était d'examiner la matière argentifère dissoute par l'ammoniaque. Pour cela, après avoir tenu la liqueur en ébullition pendant quelque temps, on l'a saturée d'acide sulfurique, et l'on a recueilli le dépôt qui s'y est formé. Ce dépôt était blanc et caillebotté, en le traitant par le chlore, puis par l'éther, on a obtenu une liqueur absolument incolore, ce qui montre l'absence complète du bromure.

Ainsi le minerai vert renferme 0,36 à 0,40 de chlorure d'argent, un peu d'argent métallique, ou peut-être d'argent rouge, du carbonate et du silicate de cuivre, de l'argile et de l'hydrate de fer.

Le *minerai noir* a été trouvé aux affleurements du filon de la *Descubridora*, à Chanaveillo, formant une masse de plusieurs quintaux, traversée par des veines de chlorure pur. Ce minerai, fort singulier, est compacte, à grains presque terreux, présentant cependant çà et là quelques indices de structure lamelleuse, homogène et d'un gris foncé presque noir. M. Doméiko en a fait l'analyse et y a trouvé :

Chlorure d'argent.	0,229
Argent métallique.	0,082
Antimoine et soufre. . . .	0,004
Carbonate de chaux. . . .	0,397
Carbonate de magnésie. . .	0,018
Carbonate de zinc.	0,128
Fer, alumine et zinc. . . .	0,072
Argile insoluble.	0.051
	0.981

et comme on n'y aperçoit jamais d'argent métallique, même à l'aide du microscope, il le considère comme contenant un mélange de chlorure et de sous-chlorure

Ce minerai fournit par la porphyrisation une poussière blonde, et il ne laisse aucune trace métallique sur le mortier. Lorsqu'on le traite par l'acide nitrique un peu affaibli, il y a effervescence due à un dégagement d'acide carbonique; il devient de plus en plus foncé, à mesure que les carbonates se dissolvent; puis à la fin, il y a dégagement de gaz nitreux, et alors il se décolore et laisse pour résidu du chlorure d'argent mélangé d'une petite quantité de silice gélatineuse et d'argile. Quand on le met immédiatement en digestion dans l'acide muriatique concentré et bouillant, il finit par se prendre en masse granuleuse en se décolorant complétement. En faisant digérer cette masse dans de l'ammoniaque, elle se dissout presque en totalité et facilement, et en faisant chauffer avec de l'acide nitrique le résidu, qui se compose d'un mélange de sable et d'argile, on reconnaît qu'il ne se dissout pas la plus petite trace d'argent. La matière argentifère tenue en dissolution dans l'ammoniaque est d'ailleurs du chlorure pur, sans aucun mélange de bromure. Puisque la portion d'argent qui excède la proportion contenue dans le chlorure ordinaire est complétement et facilement attaquable par l'acide hydrochlorique, elle ne peut être dans le minerai à l'état de métal libre; mais il se pourrait qu'elle fût à l'état de sulfure, pénétrant le chlorure tout comme on le voit ailleurs pénétrer le carbonate de plomb. Pour décider la question, il faudrait pouvoir disposer d'une certaine quantité de mi-

nerai, ce qui ne peut se faire que sur les lieux.

L'échantillon de l'espèce *pacos* ou *colorado* que j'ai examiné provenait des mines de Chanaveillo; il consistait en une masse d'hydrate de fer compacte, à cassure matte et terreuse, çà et là tachée de rouge, ce qui indique un mélange d'oxyde de fer anhydre, et imprégnée d'une matière argentifère qui en pénétrait toutes les parties, et qui n'était apparente qu'en quelques points. Cette matière se présentait en veinules irrégulières, extrêmement minces, ou en très-petits amas contenus dans des cavités; on reconnaissait à la loupe qu'elle formait des croûtes mamelonnées, demi-transparentes, d'un éclat gras, d'un vert sombre, mais peu foncé, absolument comme le bromure d'argent du Mexique.

Ce minerai, traité par l'acide nitrique, fait une légère effervescence et laisse dissoudre 0,025 de carbonate de chaux qui s'y trouve en petits cristaux blancs, confusément mêlés avec la matière argentifère. Soumis ensuite à l'action de l'acide oxalique bouillant, il se change en une poudre d'un vert jaunâtre, pâle et terne, qui pèse 0,48, et il ne se dissout que du fer; mais la liqueur tient pendant quelque temps en suspension une petite quantité d'une substance brunâtre qui paraît être de l'argent rouge. Ayant recueilli une certaine quantité de la matière argentifère insoluble dans les acides, j'ai fait sur cette matière les expériences suivantes :

On en a fondu 1 gramme avec 60 grammes de litharge et 1gr. de charbon, le produit a été un culot de plomb pesant 23 grammes dont la coupellation a séparé 0gr.,54 d'argent, ce qui montre que le minerai brut en contient 0,26 à 27.

2 grammes ont été mis à digérer avec de l'ammoniaque employée par doses successives, en décantant les liqueurs avant chaque addition. Les premières liqueurs tenaient en suspension la substance brune présumée être de l'argent rouge. Ces différentes liqueurs ayant été évaporées séparément, ont donné, les premières un dépôt granuleux blanc, qui paraissait être du chlorure d'argent pur, et les dernières un dépôt un peu grenu et verdâtre, et ayant tout à fait l'aspect du bromure.

2 grammes ayant été traités par l'ammoniaque bouillante en excès et jusqu'à ce qu'il ne se dissolve plus rien, il y a eu un résidu un peu brun pesant $1^{gr},30$. Ce résidu est devenu blanc dans l'acide nitrique, et cet acide a dissous environ $0^{gr},02$ d'argent.

On a porté la dissolution ammoniacale à l'ébullition, et on l'a tenue dans cet état tant qu'il s'y est fait un dépôt d'un blanc pur; puis on l'a filtrée, on l'a saturée d'acide sulfurique, et l'on a recueilli séparément le second dépôt qu'elle a donné.

$0^{gr},5$ du premier dépôt, fondus avec 10 grammes de litharge et 20 grammes de flux noir, ont donné 9 grammes de plomb, qui, par coupellation, ont laissé $0^{gr},35$ d'argent $= 0^{gr},70$ (le chlorure pur en contient 0,75). $0^{gr},5$ du dernier dépôt, essayés de la même manière, ont produit $0^{gr},285$ d'argent $= 0,57$, ce qui est presque exactement la teneur du bromure. On voit, d'après ces expériences, que le colorado de Chanaveillo renferme à la fois du bromure et du chlorure d'argent.

Il y a un moyen simple et prompt de séparer le chlorure et le bromure d'argent de leur gangue, en les décomposant en même temps. Ce moyen

est le plus commode que l'on puisse employer pour les analyses. Il consiste à faire digérer la matière à une douce chaleur dans de l'eau ammoniacale, à laquelle on ajoute une quantité d'hydrosulfate d'ammoniaque suffisante pour que, à la fin de l'opération, elle conserve une teinte jaune. La décomposition a lieu très-rapidement. La matière devient noire et se gonfle; et au bout de très-peu de temps, elle ne contient plus que du sulfure d'argent, tandis que le chlore et le brôme se trouvent dans la liqueur. Après avoir bien lavé, on traite le résidu par de l'acide nitrique pur, et l'on dose l'argent dissous. Ce procédé, appliqué à l'analyse de la matière ci-dessus désignée, a donné 0,528 d'argent (l'essai avait produit 0,54), et 0,13 de matières terreuses. Quant à la liqueur ammoniacale, après l'avoir fait bouillir pendant quelque temps, on l'a saturée d'acide acétique, on l'a évaporée à sec, on a repris le résidu par une petite quantité d'eau, et l'on a filtré pour séparer le soufre déposé; puis on a ajouté de l'acétate de plomb à la dissolution, et l'on a rapproché celle-ci à une douce chaleur. Il s'y est formé un dépôt blanc écailleux qui s'est comporté comme un mélange de chlorure et de bromure de plomb; mais il ne s'est pas produit la plus petite trace de dépôt jaune, ce qui prouve l'absence de l'iode.

Il résulte de tout ce qui vient d'être exposé, que la portion du colorado de Chanaveillo qui est insoluble dans les acides acétique et oxalique, contient 53 d'argent pour 85 d'un mélange de chlorure et de bromure (en ajoutant aux 0,13 de matières argileuses calcinées 0,02 pour l'eau, l'antimoine, le soufre et l'argent soluble dans l'acide nitrique). 100 parties du mélange en contiennent

donc 60,4. Or, le bromure en renferment 58 et le chlorure 75, il en résulte que le minerai contient environ 4 parties du premier pour 1 partie du second. Au surplus, tout porte à croire que la proportion relative en est très-variable, et qu'ils se trouvent chacun disséminé irrégulièrement et séparément, et non à l'état de combinaison.

Lorsque les deux composés existent ensemble dans un minerai, on reconnaît également bien leur présence, soit en traitant ce minerai par des doses successives d'ammoniaque, qui dissout le chlorure avant le bromure, soit en évaporant lentement la liqueur ammoniacale totale, qui laisse déposer le bromure avant le chlorure.

Puisque, d'après le témoignage de M. Doméiko, les *pacos* et les *colorados* sont les minerais d'argent les plus communs au Chili, il s'ensuit que le bromure d'argent existe en abondance dans ce pays et qu'il s'y trouve même en plus grande quantité qu'au Mexique, où on l'a observé pour la première fois, mais dans une mine seulement, la mine du Plateros.

---

73. *Examen des différents produits de l'*AMALGAMATION DES MINERAIS D'ARGENT à *Guanajuato* (Mexique); par M. P. Berthier.

Les minerais que l'on traite à Guanajuato sont mélangés, en proportions très-variables, de quartz compacte, d'argile et de carbonate de chaux un peu magnésien, dans lequel on voit disséminés çà et là de petits grains de pyrite cristalline argentifère : l'argent paraît être, dans ces pyrites, partie à l'état métallique, partie à l'état de sulfure.

On bocarde ces minerais et on les tourne dans les *arrastres* (meules en pierre) avant de les soumettre à l'amalgamation ; on attache avec raison une grande importance à l'opération de la trituration dans les arrastres, parce qu'il reste d'autant moins d'argent dans le minerai qu'on l'a réduit en poudre plus fine.

Un échantillon de ce minerai, considéré comme parfaitement préparé, ayant été lévigé avec un très-grand soin, de manière à recueillir séparément, 1° le dépôt sableux ; 2° le premier dépôt formé dans l'eau ou grosse boue, et 3° la matière déposée la dernière ou boue légère, j'ai obtenu sur 1,000 grammes :

Sable.	100 gr.	0,10
Grosse boue. . .	450	0,45
Boue légère. . . .	450	0,45

J'ai analysé chacune de ces matières, en les traitant successivement par de l'acide acétique et par de l'eau régale, etc., et je les ai essayées pour argent, en en fondant 10 gr. avec 100 gr. de litharge, et 0gr,40 à 0gr,50 de charbon, etc. Les résultats ont été tels qu'il suit :

	Sable.	Grosse boue.	Boue légère.
Quartz et argile. . .	0,600	0,702	0,678
Carbonate de chaux.	0,340	0,240	0,242
Pyrite de fer, etc. . .	0,059	0,057	0,080
	0,999	0,999	1,000
Argent à l'essai. . . .	0,0013	0,0013	0,0014

On voit d'après cela que les différents produits de lavage ont à peu près la même composition et la même richesse.

Voici, d'après M. Duport, qui a recueilli tous les échantillons que j'ai analysés, quelques renseignements sur la pratique de l'amalgamation à Guanajuato.

Les minerais sous les bocards ne sont pas encore en contact avec le mercure. Celui-ci est mis pour la première fois dans l'*arrastre*, sans sel ni magistral : on en retire ainsi un amalgame sec qui contient environ $\frac{1}{10}$ de l'argent du minerai et renfermant 0,06 d'or, tandis que l'argent de l'amalgame du *pâtío* en contient seulement 0,001.

Les *torta*sont les tas de l'amalgamation. On met dans un torta de 51 à 58 *montons*. Le monton pèse 30 quintaux espagnols. On est dans l'usage de déterminer le titre des minerais d'après le nombre de *marcs* au monton. Le marc équivaut à peu près à 230 grammes : il entre dans une torta de 75,000 à 85,000 kilogrammes de minerai.

On ajoute au minerai que l'on fait piétiner par les mules, du sel de colima, du magistal (cuivre pyriteux grillé), du sulfate de cuivre provenant de l'affinage de l'argent et du mercure. Voici dans quelles proportions ces différentes matières ont été employées pour effectuer l'opération dont M. Duport a recueilli les produits.

Mineral.	Sel de colima.	Magistral.	Sulfate de cuivre.	Mercure.
476,054 kil.	13,117 kil.	4,163 kil.	737 kil.	3,082 kil.
1.000	27,5	8,85	1,55	6,147

On lave par décantation dans des cuves (*lavaderos*) le minerai qui a été piétiné. On appelle *lamas* les boues que l'eau de lavage entraîne en suspension; et *relaves* les parties terreuses les plus grosses qui restent au fond des cuves avec l'amalgame. On soumet ce mélange de terres et d'amalgame à un nouveau lavage qu'on exécute au moyen de longues sébiles. Les relaves sont ensuite passées à l'*arrastre* avec addition de mercure. On en retire par ce moyen environ 0,00008 d'argent très-riche en or, et plus de mercure que celui

que l'on a ajouté. Après cette opération les relaves sont abandonnées ainsi que les lamas.

Terme moyen, les tortas produisent les $\frac{9}{10}$ de leur poids de lamas et le $\frac{1}{10}$ de relaves.

Les lamas forment avec l'eau une pâte tenace d'un gris assez foncé ; ils doivent cette couleur à un mélange de matières organiques provenant sans aucun doute des excréments des mules qui piétinent les tortas.

En les lavant de nouveau avec un très-grand soin, on parvient à en séparer environ 0,15 de sable quartzeux excessivement fin, çà et là mélangé de matières organiques pailleuses noirâtres, mais ne contenant pas trace de matières métalliques.

Lorsqu'on distille la matière brute, il se dégage de l'eau et des huiles volatiles d'une odeur désagréable ; mais on n'aperçoit pas dans la cornue la plus petite trace de mercure, même en opérant sur 20 gr. ; mais en distillant 7gr,5 de sable, provenant de la lévigation de 50 gr. de lamas, on a obtenu dans le col de la cornue une rosée mercurielle évidente, quoiqu'il eût été impossible d'en déterminer le poids.

D'après l'essai par voie sèche qui a été fait, la quantité d'argent que renferment les lamas est inférieure à 0,0001.

L'analyse complète d'un échantillon de lamas parfaitement lavé a donné :

Carbonate de chaux.	0,110
Quartz et argile.	0,727
Alumine soluble.	0,008
Silice mise à nu par les acides.	0,033
Peroxyde de fer.	0,045
Oxyde de cuivre.	0,003
Eau et matières organiques. . .	0,074
	1,000

La proportion totale d'alumine est de 0,08, ce qui suppose la présence d'environ 0,25 d'argile. On n'y trouve pas la plus petite trace de chlorures ni de sulfates.

Par le lavage à l'augette, les relaves donnent un résidu qui pèse environ 0,03, et qui se compose de 0,02 de pyrite, et de 0,01 de grains d'oxyde de fer et d'oxyde de cuivre mélangés encore d'un peu de quartz.

20 gr. de relaves ayant été distillés dans une petite cornue de verre, ont donné du mercure métallique qui était accompagné d'une quantité très-notable de sulfure brun de mercure; le tout pesait au moins 0gr.,03 = 0,0015. Ce mélange, chauffé dans un petit tube avec un peu de litharge, a donné du mercure parfaitement pur; le sulfure fourni par la première distillation provenait sans aucun doute de la réaction des pyrites de fer sur le mercure.

L'analyse par voie humide a donné :

Quartz.	0,910	
Oxyde de fer.	0,016	
Oxyde de cuivre.	0,006	
Pyrite de fer.	0,022	
Mercure et argent.	0,002	environ.
Carbonate de chaux et humidité.	0,044	
	1,000	

Il ressort de ces analyses que la presque totalité des pyrites disparaît dans l'amalgamation, puisque les lamas et les relaves n'en retiennent ensemble qu'environ 0,002, tandis que le minerai brut en renferme plusieurs centièmes.

L'eau qui a servi à la lévigation du minerai sortant des tortas, ne renferme que 0,0025 à 0,0030 de substances salines. Les sels qu'elle laisse par évaporation à sec, sont légèrement jaunâtres ;

ils doivent cette coloration à une matière organique, car ils deviennent parfaitement blancs par le grillage.

Une analyse faite sur le résidu de l'évaporation de 6 litres d'eau, opérée à Guanajuato, par M. Duport, a donné :

Sulfate de chaux anhydre .	0,257	hydreux.	0,325
Sulfate de magnésie anhydre.	0,098	hydreux.	0,200
Sulfate de soude anhydre. . .	0,089	hydreux	0,200
Chlorure de sodium.	0,316		0,316
Eau de cristallisation. . . .	0,240		
	1,000		1,041

La dissolution de ces sels ne se trouble au cunement ni par l'hydrogène sulfuré, ni par les hydrosulfates, ce qui prouve qu'elle ne contient pas trace de mercure ni de cuivre. Tous les sulfates métalliques qui se forment dans l'opération sont décomposés par le carbonate de chaux un peu magnésien que renferme la gangue, ou en réagissant sur le sel marin pour donner naissance à du sulfate de soude.

Une eau de lavage provenant d'une autre opération s'est trouvée ne contenir presque que du sulfate de chaux et du sel marin, avec trace seulement de sulfate de soude.

Le sel que l'on emploie pour l'amalgamation provient de l'eau d'un lac ou de lagunes qui se trouvent dans un licu nommé Colima. Ce sel est à peu près pur : il ne renferme que du sulfate de magnésie, dont j'ai trouvé la proportion de 0,033, en le supposant contenir toute son eau de cristallisation.

DE LA FORMATION DU JURA

Sur les bords de la Vistule.

Par le Professeur Dr L. ZEISZNER, de Cracovie.

(Traduit du polonais par M. GAËTAN DE GIEDGOWD, ancien élève de l'École royale des mines, essayeur du commerce.)

(EXTRAIT.)

La comparaison des couches solides qui composent l'écorce de la terre, dans des pays éloignés les uns des autres, l'observation de leur uniformité et de leurs variétés est une des plus importantes questions de la géologie. Néanmoins si des recherches de ce genre conduisent à des résultats qui font honneur à l'esprit humain, elles sont assez hasardeuses et sujettes à assez d'illusions, pour que bon nombre de géologues les aient évitées, se contentant d'admettre que chaque continent se compose de diverses couches. Les incertitudes à cet égard n'ont pourtant pas longtemps existé : dans presque tous les pays européens, de nombreuses observations et des sondages successifs ont démontré, qu'il existait une plus grande analogie entre les différentes formations qu'on ne l'aurait imaginé *à priori.*

La formation du Jura ou la formation oolitique a été d'abord caractérisée d'une manière précise en Angleterre, où ce terrain a été observé particulièrement. D'un autre côté, en France, on a bientôt

reconnu des couches qui avaient les mêmes caractères, ce qui prouve que la mer, dans laquelle ces roches ont été déposées était une, et que ce n'est que par des commotions postérieures que le continent français a été séparé de celui de l'Angleterre. On a éprouvé beaucoup plus de difficulté pour établir la coïncidence des calcaires de Suisse et d'Allemagne avec le calcaire jurassique; toutefois, après la découverte des fossiles qui caractérisent les bancs, quoique les roches qui les contiennent soient différentes, les travaux de MM. Thurmann, L. de Buch, de Mandelslohe et Hoffmann ont fait reconnaître leur identité en Allemagne et en Angleterre. Cette différence dans la composition des roches qui ont les mêmes fossiles, peut être expliquée d'une manière fort simple, en admettant que les matériaux divers amenés de lieux très-éloignés les uns des autres aient formé par leur dépôt des couches composées de minéraux différents; c'est pourquoi, bien que les mêmes êtres organisés aient existé à la même époque, ils se sont trouvés engloutis dans des masses de composition différente.

M. P. Pusch, dont les travaux géologiques ont contribué à répandre la connaissance de la région orientale de l'Europe, regarde la formation du Jura en Pologne comme composée de bancs tout à fait différents de ceux qu'on remarque en Angleterre, et d'un caractère entièrement distinct. M'étant occupé, depuis plusieurs années, de les étudier particulièrement aux environs de Cracovie, après avoir découvert des bancs inconnus jusqu'à ce moment et avoir déterminé d'une manière plus précisé les fossiles, je me propose de faire voir l'identité du calcaire du Jura

près Cracovie, avec celui de l'Angleterre et par conséquent avec ceux de la France et de l'Allemagne. Ces derniers, comme plus rapprochés, ont par suite de leur position même une plus grande identité avec les nôtres.

La détermination de l'âge est très-facile, là où l'on voit des couches superposées; mais de semblables coupes naturelles ne peuvent pas toujours se rencontrer, parce que la culture couvre souvent les endroits les plus importants à connaître pour le géologue. Dans ce cas, les fossiles décident, et déchirent le voile qui couvre nos yeux.

La formation du Jura sur les bords de la Vistule correspond aux divisions supérieures et moyennes de cette même formation dans d'autres pays; l'inférieure n'a pas été jusqu'à présent explorée en Pologne. Dans la composition des divisions supérieures, entrent les calcaires blancs et les marnes blanches (*oberer Jura*, L. de Buch, ueber den Jura in Deutschland, 1839); tandis que les calcaires jaunes grenus, se transformant en grès ou en conglomérats, appartiennent à la division moyenne (*Mitlerer Jura*, L. de Buch).

La division supérieure de la formation du Jura se compose de deux assises, une de calcaire blanc, et l'autre de marnes blanches.

Premier groupe. — Coralrag des géologues anglais (calcaire corallien de M. Thurmann). On nomme ainsi ce calcaire par suite de la grande quantité des coraux ou des débris de familles d'animaux qui sont réunis dans ce groupe, aussi bien en Angleterre que dans d'autres pays.

Les roches énormes qui se trouvent dans la belle vallée Mnikowa, Ojcowa, le mont Wawel,

appartiennent à ce groupe et correspondent parfaitement par tous leurs caractères aux calcaires de cet âge de l'Alpe de Souabe, en Wurtemberg. Trois couches se laissent distinguer facilement dans ce groupe, et quoiqu'elles ne se représentent pas partout, elles se montrent néanmoins toujours là où cette formation se fait remarquer sur une étendue considérable.

A. *Banc supérieur.* — Il se compose d'un calcaire uniforme jaune blanc, quelquefois avec des taches blanches.

Ces couches ont une épaisseur de 1 à 4 pieds; elles sont en général dans une position horizontale, ou bien elles s'inclinent de 5° vers le midi. Point de minéraux, si ce n'est du silex, et cela très-rarement. Les ammonites de la famille des *Planulati* s'y réunissent quelquefois abondamment. Il s'en trouve au mont Przeginska, sous Brodly et Sowiavka, où il forme la partie supérieure de la montagne.

L'épaisseur de ce banc est d'environ 100 pieds, et il passe insensiblement au suivant, qui en diffère par des couches d'une plus forte épaisseur, et par la grande quantité de silex qui s'y rencontrent.

B. *Banc moyen.* —Le calcaire corallien proprement dit a une couleur blanche, ou jaune blanchâtre, quelquefois d'un gris clair uniforme, quelquefois avec des lames cristallines disséminées de chaux carbonatée. M. de Buch regarde cette roche comme de la dolomie; cependant il n'en est pas ainsi. J'ai examiné des fragments de dix endroits fort éloignés entre eux, et je n'ai remarqué dans aucun la moindre trace de magnésie. Une

vive et subite effervescence avec les acides donne déjà un indice de la pureté du calcaire; mais pour être sûr de la composition, après avoir neutralisé la dissolution, j'y ajoutai de temps en temps de l'eau de chaux, et jamais je n'ai obtenu aucun précipité blanc. Les dolomies de la Franconie, appartenant à ces mêmes bancs, peuvent déjà se distinguer au moyen des caractères minéralogiques. Toute la masse est assez finement granulée et plus lourde que le calcaire. Sauf les minéraux quartzeux, il n'y en a pas d'autres; mais en revanche, on y trouve considérablement de silex. Au mont Wawel se trouvent, dans le calcaire, de petits globules remplis de cristaux de quartz laiteux; le cristal de roche transparent le remplace rarement. Les couches supérieures de ce calcaire contiennent çà et là des boules de silex, qui deviennent plus abondantes dans les bancs inférieurs; enfin, ces silex arrondis se joignent entre eux dans certains endroits, et il en résulte des couches de 6 pouces d'épaisseur. La couleur du silex qui n'a subi aucune altération est noir gris; par l'action de l'air, il devient plus clair; cependant, dans l'état primitif, il est quelquefois gris clair, et alors on y aperçoit des anneaux tantôt plus clairs et tantôt plus noirs. Parfois, les boules de ce genre sont vides, et parfois on rencontre dans leur intérieur des cristaux brillants de quartz, ce qui donne lieu à la fable des diamants enfermés dans le silex. Une très-grande quantité de ces silex gris se trouve au mont de Sainte-Bronislawa. Le silex est ordinairement séparé du calcaire par une masse blanche crétacée; cette masse crétacée enveloppe quelquefois complétement le silex, qui se réduit alors à quelques nodules d'une couleur

gris clair dans l'intérieur. Cette masse crétacée est une poussière purement siliceuse, dans laquelle j'ai découvert, à l'aide du microscope, de petits animaux du genre Pixidicula. Leurs formes se sont rarement conservées et se fondent ordinairement en une masse siliceuse. Sur les silex de Podgórza on trouve souvent dans le calcaire cette masse pulvérulente avec ces petits animaux. Les silex de Podgórza et de Mogila renferment de nombreux fossiles. A l'égard de la formation du silex dans les calcaires, on fait différentes suppositions. Je regarde leur origine comme un dépôt contemporain avec le calcaire; je pense que dans la masse calcaire le silex, restant à l'état liquide, s'est réuni ensuite en produisant ces formes de boules et de rognons, et que, pour des dépôts plus considérables, les rognons se sont réunis en formant des couches minces.

Divisions. — Ce calcaire se voit rarement dans les escarpements; cette assise ne forme qu'un petit nombre de couches qui ne sont même pas toujours bien distinctes; elles ont ordinairement une forte épaisseur qui va de 3 à 18 pieds; exposées à l'action de l'air, elles se fendent dans tous les sens, en sorte que leur structure intérieure disparaît totalement aux yeux de l'observateur. Les couches se sont conservées très-visiblement dans le ravin près Bielany, où elles sont tout à fait horizontales, et dans la partie orientale de Krzemionki-Podgórskie. Au mont Wawell, elles ont la direction N. avec l'inclinaison invariable vers le S.-O de 1 à 2 degrés jusqu'à 5°. Du côté est du mon Ponellica, près Krzeszowice, la direction des cou

ches est de l'est à l'ouest, et l'inclinaison vers le nord de 35°. C'est le seul exemple connu jusqu'ici d'inclinaison aussi forte. Dans ce banc, on trouve réunis par places, une grande quantité de fossiles; quelques-uns de ces fossiles se trouvent dans le groupe suivant; tous sont marins et sont des habitants de la haute mer. Les débris végétaux n'y ont pas encore été découverts jusqu'à présent, et les animaux se réduisent aux mollusques et aux coraux. Un grand nombre de coquilles se sont bien conservées; cependant elles ont été plus souvent perdues, de sorte qu'on n'aperçoit que le moule (empreinte) des êtres organisés sur le calcaire homogène. Les pointes d'oursins (Echidermata) et les encrinites (Crinoïdea) se sont trausformées en carbonate de chaux lamellaire. Le silex gris contient rarement des fossiles.

Dans ces calcaires se trouvent ces grottes renommées appelées cavernes d'Ojcowa, si visitées à cause de leur étendue et des vues majestueuses et sombres qu'elles offrent, et où la légende populaire a placé la caverne fabuleuse du Dragon du mont Wawel. La construction de la caverne d'Ojcowa, nommée royale, a cette particularité, que, dès l'abord, on y trouve de grands espaces, et plus loin de petits défilés avec des parois verticales. Cette dernière circonstance explique la manière dont se sont formées les cavernes, car elle prouve qu'elles doivent leur origine aux déchirements subits du calcaire, à l'éboulement et à l'étayement des couches, et non pas à la submersion graduelle ou au délayement. Dans la caverne royale, près d'Ojcowa, j'ai découvert beaucoup d'ossements que le professeur Otto a

bien voulu déterminer. Les ossements d'homme et d'animaux y sont mêlés entre eux ; circonstance qu'on a reconnue aussi récemment dans les cavernes de Bavière et dans celles du midi de la France. On ne saurait affirmer si ces ossements humains sont antédiluviens ; il est néanmoins certain que les ossements des animaux n'appartiennent pas au monde actuel. On trouve ainsi, par exemple, les ossements, 1° d'une famille d'Ours éteinte, *Ursus spelæus* ; 2° d'un cerf analogue à celui d'aujourd'hui, mais d'une taille incomparablement plus grande ; 3° enfin, des os d'un petit animal ruminant. Ces ossements se trouvent dans un terrain très-tendre et brun, et bien rarement enveloppés de stalactites.

Les calcaires de ce banc sont très-sujets à former des rochers presque à pic, ce qui provient de leur structure intérieure et de leur composition chimique. Nous devons à ces causes, les riantes vallées de Mnikowa, Ojcowa, Pieskowa-Skalka. La contrée de Wierzbowic est particulièrement pittoresque ; les collines avec leurs escarpements produisent une grande variété d'aspects.

C. *Banc inférieur*. Il se compose de calcaire gris ou blanc jaunâtre, qui se divise plus ou moins en fragments qui participent de la même nuance ; c'est pourquoi on ne peut pas en apercevoir les couches distinctement. D'ailleurs, il se forme de nouveau, par le mélange de l'argile, une roche tendre marneuse. Le premier exemple, se présente au mont Poncllica, près Krzeszowice, à Skalka, près Nielepice ; le second aussi près Dub. Les roches de ce banc, exposées à l'action de l'air, se réduisent en fragments et forment la terre cul-

tivable. Il ne s'y trouve point d'autres minéraux mélangés; les fossiles y sont assez nombreux et très-visibles par suite de la désagrégation de la marne. Près de Mnikowa, on voit le banc inférieur et moyen jetés l'un sur l'autre.

Ce groupe s'étend au loin des deux côtés de la Vistule, et presque toutes les collines de la partie orienta le de la ville libre de Cracovie, en commençant depuis Mloszowa, se composent de calcaire corallien. Près Radwanowice, il pénètre dansle royaume de Pologne, forme la vallée d'Ojcowa et de Pieskowa-Skalka, et va ensuite sans interruption de l'autre côté de Dzialoszyn. De l'autre côté de la Vistule, il passe en Galicie, en s'étendant, par une bande étroite, depuis Podgórza jusque près Tynic; vers le sud, il est limité par le grès des Karpathes. Dans le royaume de Pologne, le calcaire coralien se trouve couvert par la formation crétacée disposée en couches horizontales, et particulièrement par le calcaire marneux, appelé roc, lequel, dans le circuit de Cracovie, a pris l'aspect d'îles séparées assises sur le calcaire corallien. C'est ainsi que nous trouvons le roc du côté de l'est du mont Bielanska, près Smierdzaca, sur le mont Zabiezowa, et le dépôt le plus considérable à Andawa. La couleur du roc est gris blanc; il a une schistosuorité très-prononcée, et renferme dans l'intérieur du silex gris clair. Je n'y ai point remarqué d'autres minéraux ni de fossiles. Dans toute la contrée dont je parle, le groupe corallien est couvert ainsi que le roc par la formation de l'argile; un des plus récents dépôts renferme des ossements du Mammouth colossal et de Rhinocéros. Son épaisseur est assez considérable, car souvent, dans les ravins, ses parois

sont d'une hauteur de 40 à 60 pieds. Immédiatement au-dessus du calcaire, un amas de silex d'une toise d'épaisseur, provenant de ce calcaire, est mélangé avec l'argile. Comme exemple, je cite le village de Morawice, près Alexandrowice. Sur la route de Cracovie à Bielany, le calcaire est recouvert par un gros gravier alternant avec des sables, le tout est recouvert par l'argile. Le gravier provient de fragments plats de grès des Karpathes, lesquels ont dû être amenés de loin, car ils sont tout à fait unis et arrondis. Il est difficile de dire si les sables qui se trouvent dans le faubourg de Cracovie nommé Piasek, ainsi que ceux qu'on voit entre Bielami et Smierdzaca, sont des sables de mer, ainsi que près de Wiliczka; attendu qu'on n'y a pas rencontré de vestiges d'êtres organisés. Près Podgórza on est arrivé en perçant le sol jusqu'à l'argile qui renferme des couches de lignite, appartenant aux dépôts formés au-dessus de la craie.

Il est difficile d'avancer quelque chose de certain sur la manière dont se comporte le gypse blanc fibreux ou lamelleux, quelquefois à texture uniforme, au milieu du calcaire corallien, parce que les carrières où l'on exploite cette matière si utile pour l'agriculture, sont peu considérables, et recouvertes d'ailleurs par la terre en culture. Vers le côté méridional de la montagne près Rybna; vers Tonie dans les forêts Kobylany et près Pisary, on retire du gypse toujours enveloppé par le calcaire corallien. Un banc considérable de gypse se trouve à Podgórza sur la limite du calcaire corallien et du grès des Karpathes, il semble appartenir à la formation salifère. Il est en liaison fort étroite avec le gypse dans des enfoncements en forme d'entonnoir près

Czulowo, village qui touche à Rybna ; et comme il a la propriété de se dissoudre très-facilement dans l'eau, celle-ci une fois retirée, la terre s'affaisse. Le travertin qui couvre le calcaire dans les profonds ravins, qui conduisent de Rybna à Sanka, forme un banc épais de plusieurs pieds. Il se trouve aussi quelquefois en forme de stalactites attachées aux parois verticales du calcaire.

Les fossiles dans ces trois bancs du calcaire corallien ne peuvent être distingués, et vont être par conséquent présentés ici ensemble.

a. Céhalopodes.

1. *Ammonites biplex*, Ziethen (Versteine rungen Würtembergs, VIII, 2,). Mloszowa, Krzeszowice, Lzernichow, Alexandrowice.
2. — *polygyratus*, L. de Buch, am. triplex Ziethen, VIII, 3. Wawel, Podgórza.
3. — *bifurcatus*, Zieth, IX, 1. Mloszawa.
4. — *annularis*, Bronn, Lethæa XX, 9. Podgórza sanka, Mloszawa.
5. — *Herveyi*, Bronn, XXIII, II. Pisary.
6. — *perarmatus*, Zieth, am. Ziphius, V, 2. Mirów.
7. — *canaliculatus*, Bronn, XXII, 16. Mloszawa.
8. — *alternans* (L. de Buch, pétrifications remarquables, t. VIII, fig. 4). Mloszawa.
9. — *excavatus*, Sowerby (Mineral conchyliology of Great Britain, 105), am. gracilis Zieth, Brodla.

10. } Espèces nouvelles; non déterminées, une
11. } près de Krzesrowice, l'autre en grand échantillon provenant de Podgórza.

12. *Nautilites*, espèces nouvelles de la famille, se rattachant à *N. aganiticus*, avec le canal nutritif cependant très-proche du dos (*Sipho*), Dub.

13. *Aptychus lamellosus*, Bronn, XV, 16. Rybna, Ponellica.

14. *Belemnites semihastatus*, Bronn, XX, 19, Mloszawa, Przegorzaly.

b. Rybna, Piekary, Zabiezowa, Pieskowa, Skalka, Nielepiec.

b. Trachelipodes.

15. *Pleurotomaria Munsteri*, Roemer (Oolith Nord-deuts. ch, LXX, 12). Brodla.

c. Acephales.

16. *Trigonia?* Przegorzaly.

17. *Myoconcha gracilis*, Bronn, XX, 15. Wieçkowice.

18. *Lima proboscicdea*, Sow., Bronn, XX, 19. Wawel, Bielany, Ponetlica, Czajowice.

19. — *sulcata*, Münster, Goldfun (Petrafact. Deutschl., 102, 4). Przegorzaly.

20. *Nucula?* Mloszowa.

21. *Pecten textorius*, Goldfun, 89, 9. Filowa, Skalka, Nielepicka skalka.

22. — *subspinosus?* Goldf., 90, 4. Il lui est très-ressemblant, quoique sans

pointes à ses petits côtés. On y distingue de petites cavités oblongues, jointes par de petites lignes transversales. Par cette raison, on doit le reconnaître pour une espèce nouvelle. Sa coquille est transformée en silex.

23. — *sphriæcus*, variétés à laquelle ressemblent beaucoup de Pectens qui se trouvent dans la collection de Berlin, provenant d'Amberg et de la Suisse. Bialoblotna.

24. — *Ostrea multiformis* ? Koch u. Dunker Witkowice.

d. Brachiopodes.

25. *Terebratula trilobata*, Münster, Zieth, 42, 3. Podgórza, Wawel, Przegorzaly.

26. — *lacunosa*, Sow., 86, 6. Les échantillons tortillés, provenant de Filejowa, Skalka près Czajowice, appartiennent avec toute probabilité à cette espèce. Mloszova.

27. — *plicatella*, Sow., 403, 3. Mloszowa, Bielany, Przegorzaly.

28. — *subsimilis*, Schloth, L. de Buch, T. II, fig. 28. Przegorzaly, Podgórza, Bielany.

29. — *reticularis*, Schloth, Sow. 312. Filowa, Skalka, près Czajowice.

30. — *striatula*, Mantell. Sow., 536. Podgórza.

31. — *ornithocephala*, Bronn, XVIII, 9. Dans les variétés, se rencontre le

plus souvent avec une coquille plate et l'autre convexe. Podgórza, Mloszowa, Czajowice, Nielepiec, Baczyn, Pieskowa, Skalka.

e. Radiaires.

32. *Echinites lineatus*, Goldf., XL, 20. Skalka, Nielepicka.
33. *Cidarites Blumenbachii*, Goldf., 39, 3. Mloszowa.
34. *Rodocrinites echinatus*, Schloth., Goldf., 60, 7. Przegorzaly.

f. Polypiers.

35. *Scyphia clathrata*, Goldf., III, I. Wodna.
36. — *intermedia*, Goldf., 34, 1. Nielepiec.
37. — *striata*, Goldf., 326, 3. Przegorzaly.
38. — *Cnemedium striatopunctatum*, Goldf., VI, I. Mloszowa, Przegorzaly, Ostroniec.
39. — *Manon marginatum*. Mogila.
40. — *Gorgonia*, espèce non déterminée. Mloszowa.

g. Infusoires.

41. — *Nodosaria urceolata*, Ehrenberg. die Bildung der Kreidefelsen u. kreidemergel aus mikroskopischen organismen Abhandl der Berliner Academie, 1839. Podgórza.
42. — *Soldania elegans*. *Idem.*
43. — *Pixidicula prisca?* *Idem.*

Les calcaires coralliens forment des collines allongées et étendues, limitées par des lignes droites, sur lesquelles se développent des pla-

teaux remarquables, coupés ordinairement par des ravins profonds. Je citerai, comme exemple, Krzemionski près Podgórza et le mont Bielamka. Les flancs de ces collines se dressent rapidement et ont l'apparence d'avoir été soulevés de la plaine. Quelquefois elles présentent des interruptions, comme si elles se fussent fendues, et alors leurs parois sont escarpées, comme cela se voit au mont Ponetlica près Krzeszowice.

La roche se détache quelquefois de la chaîne en formant un ressaut isolé, et comme l'air n'exerce aucune influence sur ce calcaire, partout où elle se montre ainsi, le site devient sauvage, et la contrée prend des aspects très-pittoresques. Les contours des montagnes coralliennes, vues de loin, sont fermés par des lignes étroites, interrompues à peine par quelques collines parallèles. Les environs de Wierzbowice font cependant exception, en tant que ce plateau se trouve hérissé par des aspérités de roches.

Les vallées longitudinales sont généralement d'une longueur considérable, leurs côtés s'élèvent insensiblement, quelquefois seulement elles ont leurs parois verticales. Les vallées transversales présentent un aspect tout à fait différent; à l'entour de celles-là s'élèvent ordinairement des parois de roc, et même des roches isolées. Les vallées de ce genre sont le plus souvent courtes et étroites.

Les couches épaisses du calcaire corallien sont en général tout à fait horizontales, et on aperçoit rarement sur quelles roches elles reposent. Dans la vallée d'Orléjà, près Sanka, au mont Ponetlica, elles reposent sur le calcaire marneux du groupe

suivant; près Ostrowice, au contraire, sur le porphyre blanc en décomposition.

Les roches coralliennes, exposées à l'action de l'atmosphère, se comportent diversement. Les deux premiers bancs n'éprouvent presque point de changement; ils se fendent seulement et prennent avec le temps une couleur grisâtre; des boules de silex apparaissent quelquefois au milieu de la masse calcaire. L'action de l'atmosphère est de beaucoup plus grande sur les roches du banc inférieur, qui se divisent à l'air en fragments et en petits morceaux. Les variétés plus marneuses se changent en terre cultivable.

La végétation est très-puissante sur les calcaires de cette formation, ce qui tient, tant à la présence de l'argile qu'à celle de la chaux. Les calcaires de ce groupe sont fendillés dans tous les sens, et laissent passer facilement l'eau; c'est pourquoi les sources n'existent pas à leurs sommets, mais seulement au pied des montagnes, et encore ces sources sont rarement abondantes. Et c'est par cette raison qu'on est dans l'incertitude sur le bon succès des puits forés, autrement dits puits artésiens, dans les environs de Cracovie. Car les bancs inférieurs, comme nous le verrons plus loin, ne renferment pas de couches d'argile, tandis que cela est une condition indispensable pour les puits de ce genre.

Le banc corallien donne naissance à une source sulfureuse peu abondante qui jaillit à Krzeszowice, au pied d'une montagne de cette formation.

La puissance du calcaire dont il s'agit est assez considérable, surtout dans le groupe moyen. La

belle chaux blanche de Cracovie se transporte au loin et s'emploie avec avantage. Quelques bancs fournissent de la pierre de taille. Deux églises, celle de Saint-Pierre, à Cracovie, et celle des Camaldules, à Bielany, ont leurs façades en calcaire corallien et sont très-bien conservées, quoiqu'il y ait deux siècles au moins qu'elles existent. On fait avec le silex des pierres à feu, dont une grande quantité s'exporte en divers pays.

Comparaison.—Le calcaire corallien des bords de la Vistule a une grande ressemblance avec les bancs analogues des montagnes célèbres du Würtemberg, nommées *Schwabische* ou *Rauhe Alpe*, tant en ce qui touche les caractères minéralogiques, qu'en ce qui regarde leur rapport avec les bancs inférieurs; tous les deux reposent sur le calcaire marneux dont nous allons bientôt parler. Des calcaires tout à fait semblables composent les montagnes du Jura en Suisse, en Franconie près Streitberg, au pied des monts Hercyn. Rost (Beitragzur Geognosie vousud Polen. Berlin, 1840) a fait dans sa brochure, qui a paru l'année dernière, une très-singulière supposition. Le calcaire corallien devrait se partager, d'après lui, en deux divisions: l'inférieure renfermant le silex, et la supérieure le calcaire parfaitement pur; entre ces deux bancs se trouverait le banc de sel de Williczka. Le silex disparaît en effet dans le groupe supérieur du calcaire, mais personne n'a encore remarqué ce banc considérable de sel qu'il y place; cette opinion ne saurait donc subsister, et comme du reste elle n'est appuyée sur aucune preuve, je crois tout à fait superflu de m'y arrêter davantage.

Deuxième Groupe. — Marne blanche et calcaire (*Weisser kalkstein und mergelschichten.* Léopold de Buch, Ueber den Jura in Deutschland. 1839, page 22. Calcaire de l'argile oxfordienne supérieure. Mandelslohe, Mémoire sur la constitution géologique de l'Alpe de Wurtemberg). Ce groupe se compose de roches calcaires plus ou moins pures; les supérieures sont marneuses; les moyennes sont de calcaire pur, et dans les inférieures, le calcaire est mélangé et confondu de nouveau avec l'argile et avec le peroxyde de fer qui colore ce banc en rouge et en jaune. Les roches de ce groupe ne forment pas de collines continues, elles se rencontrent seulement au pied de hauteurs plus considérables, ou dans des ravins profonds.

a. Banc supérieur. — Marne, au premier coup d'œil, semblable au roc, avec laquelle on pourrait le confondre facilement, s'il n'était pas recouvert des bancs précédemment décrits; il est terreux, assez ordinairement schisteux, quelquefois il constitue, pour ainsi dire, le calcaire schisteux; sa couleur est blanchâtre ou grisâtre, rarement noir-gris, avec des taches blanches; exposé à l'action de l'air, il se divise dans le sens de sa schistosité, et alors on peut reconnaître complétement sa structure intérieure. Les nœuds dans le calcaire pur se produisent quelquefois dans le milieu de la masse marneuse terreuse. Il n'y a presque pas d'autres minéraux mélangés, car ceux-ci se bornent au silex gris et au sulfure de fer, à l'état de petites boules ou rognons, qui passent au peroxyde de fer hydraté. Les fossiles dans quelques couches sont abondants; on peut en enlever des morceaux qui ne renfermeraient presque

pas de traces de débris organiques. Les couches de ce banc, qui sont minces, passent presque au schiste; elles sont horizontales, à l'exception du mont Ponetlica près Krzeszowica, où, comme il a été dit plus haut, elles s'inclinent avec le calcaire supérieur vers le nord. Dans la vallée d'Orléja, les roches de ce genre sont considérablement développées; sur le plateau de Debnik, on trouve en plusieurs endroits des lambeaux de roches jetés çà et là, comme des îles. L'épaisseur de ce banc est d'environ 100 pieds.

b. Banc moyen. — Un calcaire de couleur uniforme cendré ou jaune-blanc, sans fissures transversales dans les couches épaisses, compose la division moyenne. Les couches ont de 6 à 15 pieds d'épaisseur elles sont horizontales, et contiennent entre elles de la terre argileuse jaunâtre. Il n'a été reconnu jusqu'ici que dans le ravin profond d'Orléja près Sanka ; les fossiles y sont assez nombreux, l'épaisseur de ce banc est d'environ 40 pieds.

c. Banc inférieur. — Ce banc se compose de couches minces d'un calcaire marneux ferrugineux, de 3 à 12 pouces d'épaisseur; les petites parties du calcaire uniforme et cristallin sont mélangées avec de l'ocre rouge ou jaune, et ce mélange établit au premier coup d'œil la différence des couches de ce dernier banc avec celles de tous les autres qui se trouvent au-dessus et qui ont les couleurs claires du calcaire. Quelquefois le calcaire cristallin s'isole sous la forme de petites veines indistinctes; quelquefois aussi on rencontre au milieu de la masse des noyaux lisses et arrondis d'un calcaire grenu semblable à celui

de la division moyenne; ils sont ordinairement enveloppés d'argile d'un gris noir; les couches en sont horizontales; l'escarpement mis à découvert ressemble à un mur de briques; des crevasses transversales les coupent si fréquemment qu'il est difficile d'en obtenir des morceaux assez considérables. Ce banc n'est connu jusqu'ici que dans la vallée d'Orléja près Sanka; son épaisseur ne dépasse pas 30 pieds; il repose sur les calcaires de la division suivante; il n'y a pas de minéraux mélangés; les fossiles y sont très-rares. Exposé à l'action de l'air, il ne varie pas et conserve la couleur rouge; toutes les couches rouges semblent néanmoins perdre cette couleur par le changement du peroxyde de fer en hydrate donnant la couleur jaune. Les roches de ce banc ne se trouvent que dans les profondes vallées; elles n'ont aucune influence sur l'aspect du pays. L'eau qui tombe du ciel pénètre du banc supérieur jusque sur le moyen, où elle s'arrête et donne naissance aux sources assez nombreuses qui jaillissent à la partie inférieure de ce groupe. Les fossiles sont en grande abondance dans ce groupe, cependant ils n'y sont pas très-variés, car ils se bornent presque aux seules ammonites et térébratules; quelquefois seulement on y trouve les bélemnites. Parmi les ammonites, les plus communes appartiennent à la famille des *Planulati.* Il ne m'est jamais arrivé de trouver aucune trace de coraux; cette absence est un bon indice pour établir le caractère distinctif des bancs de ces deux groupes. On trouve ici particulièrement les espèces suivantes:

a. CÉPHALOPODES.

1. *Ammonites biplex*, Sanka, Ostrowice, Po-

netlica, Góra, Molowa près Dezbniki.

2\. *Ammonites polygyratus*, Sanka, Ostrowice, Ponetlica.

3\. — *polyplocus*, Bronn, XXXIII, 5. Ziethen, VIII, 4. Broctla.

4\. — *annularis*, Sanka, Ponetlica.

5\. — *flexuosus*, Bronn, XXIII, 17. Sanka, Ponetlica.

6\. — *canaliculatus varietas?* se trouve abondamment dans les grains très-peu distincts; il a deux petites rainures sur le dos, et au milieu une arête relevée dans laquelle est fixé le sipho. Sanka, Ostrowice, Ponetlica. Les grains sont en tout semblables aux ammonites que j'ai trouvés nombreux à Urach en Würtemberg.

7\. *Belemnites semihastatus*, Brodla, Sanka, Ponetlica.

8\. Cloisons de bélemnites grandes, plates, ressemblant aux orthocératites, sans qu'on puisse les déterminer avec plus de précision.

9\. Fragments de coquilles bivalves qu'on ne peut pas déterminer. Sanka, Ponetlica.

b. BRACHIOPODES.

10\. *Terebratula lacunosa*, en très-beaux échantillons. Sanka, Ponetlica.

11\. — Espèce nouvelle, approche de *T. ringens*, mais différente. Krzeszowice.

12. *Terebratula substriata*, Ziethen, 44, 2. Sanka.

13. — *biplicata*, Ziethen, 40, 3. Sanka, Ostrowice.

14. — *nucleata*, Ziethen, 39, 10. Sanka.

15. — *antiplecta*, L. de Buch (ueber Terebrateln, II, 3). Sanka. Il diffère un peu de l'espèce alpine par le défaut de courbure de la coquille inférieure sur le front, et constitue ainsi le passage à l'espèce précédente.

16. — *numismalis*, plus convexe qu'à l'ordinaire. Des échantillons semblables proviennent de Rothhoff, en Westphalie. Ils se trouvent dans la craie, et se distinguent constamment de l'espèce *T. carnea* par l'arête relevée, partant du bec et donnant l'origine à la petite oreille. Sanka.

17. — *ornithocephala*, dans les deux variétés : avec la coquille plate et relevée. Ponetlica, Sanka.

18. Tiges de plantes qu'on ne peut pas déterminer avec précision. Sanka.

Emploi. — Le banc supérieur est employé pour la construction des maisons, mais ne fournit que des matériaux de peu de valeur. Le moyen est employé comme marbre ; il prend un beau poli, et il est très-recherché à raison de ses couleurs agréables. Le banc inférieur n'est d'aucune utilité ; on a cru faussement qu'il contenait du zinc, et en conséquence on en avait même commencé l'exploitation.

Comparaison. — Les roches du banc supérieur se rencontrent dans plusieurs endroits du royaume de Pologne, et surtout dans les contrées arrosées par la rivière de Pilica, entre Sulejowo, Brzustowa et Pieklo, comme cela ressort clairement de la description de Puch (geognostische Beochreibung von Polen und der Nordkarpathenlünd, t. XI, p. 210).

Dans le Würtemberg les bancs sont parfaitement semblables à ceux-ci dans les moindres nuances, dans la chaîne longue nommée *Rauhe* ou *Schwabische Alpe.* Ces marnes se montrent si bas aussi ordinairement au pied des montagnes, près Uracha, Neuffen. Je n'ai pas eu l'occasion d'examiner les deux bancs inférieurs. Dans l'Allemagne septentrionale il n'y a pas de bancs correspondants, non plus qu'en Angleterre ; ce dépôt est donc propre à la Pologne et à l'Allemagne méridionale. Quoique ces bancs aient été excessivement déchirés, néanmoins toute cette analogie des roches et des êtres organisés qu'ils renferment prouve que la mer primitive dont elles sont le dépôt se joignait jadis depuis Cracovie, point extrême vers l'est, avec la mer qui s'étendait par la Silésie, la Moravie jusqu'aux Alpes de Souabe, près Stuttgard, d'où elle se prolongeait probablement plus loin vers la Suisse.

La division moyenne de la formation du Jura est incomparablement moins développée ; elle se compose du calcaire jaune et du grès, qui remplacent en certains endroits les conglomérats. M. Léopold de Buch appelle ce banc Jura moyen (mittlerer Jura) ou le Jura brun (brauner Jura) (Ueber den Jura in Deutschland. Berlin, 1839).

Je suis le premier qui ait fait attention aux roches de ce banc, et j'ai fait insérer là-dessus un aperçu en 1833 dans le journal de Léonhard (Neues jarh buch für mineralogie, geognosie, geologie und petrefecten kunde, 1833, page 534, Einige Bemer kungen ueber die geognostiche Bes chaf fenheit von Sanka). Sur plusieurs points aux environs de Cracovie, elles ressortent à la base des montagnes, où elles se montrent à l'état de blocs roulés, épars çà et là. Cette division se compose de deux bancs de calcaire et de grès.

a. Banc supérieur. — Le calcaire grenu ou à gros grains est mélangé ordinairement de grains de sable; il a la couleur jaune clair; on y aperçoit souvent des géodes nombreuses, remplies de cristaux de chaux carbonatée. Cette roche, quoiqu'elle soit éminemment lamelleuse et contienne beaucoup de fossiles, n'en est pas moins du calcaire pur déposé par l'eau. Avec la diminution du grain, il vient s'y mélanger ensuite du sable quartzeux de la grosseur de grains de pavot, ce qui fait que ce banc passe insensiblement ainsi au suivant. La couleur primitive de ce calcaire était gris clair, provenant du protoxyde de fer, et ce n'est qu'après le changement du protoxyde de fer en hydrate, qu'il est devenu jaune. Car le milieu des roches est ordinairement gris, tandis que les parties exposées à l'action de l'air jaunissent. Sauf la chaux carbonatée cristallisée, il n'y a pas d'autres minéraux mélangés. Les fossiles y sont abondamment amassés avec des coquilles d'une belle conservation. Les couches plus épaisses, indistinctes, sont horizontales dans la vallée d'Orléja, près Sanka. Près Brodly, Ostrowice, Baczyn et

près le château de Mloszowa, les roches de ce banc sont un peu découvertes et très-fendillées. Près Czatkowice et au mont de Ponetlica, les blocs disséminés de ce calcaire se trouvent roulés dans les champs. L'épaisseur du banc est d'environ 50 pieds.

b. Banc inférieur. — Sur la limite de ce calcaire et du grès s'accumulent des sables plus considérables; leurs grains, en grossissant, atteignent la grosseur des noisettes; c'est ainsi que se forment des couches de conglomérats de 3 à 4 pieds d'épaisseur, elles se changent au-dessus en grès ordinaire. Dans les conglomérats à gros grains arrondis le quartz relie le grès; dans la vallée d'Orléja, près Sanka, ils contiennent des fossiles bien conservés. Au-dessous du conglomérat existent le grès et le sable en grande quantité, disposés alternativement. Le sable a une couleur jaune; le grès, au contraire, une couleur gris brun. Le grès se compose de petits grains de quartz reliés par une terre grasse, quelquefois ferrugineuse; il est difficile de reconnaître les couches, car, exposées à l'action de l'air, ces roches perdent leur liaison et se brisent. Je n'y ai pas trouvé de minéraux. On voit quelquefois dans le grès des traces indistinctes de fossiles. Les grandes roches de ce banc s'élèvent entre Porçba et Brodly.

Les roches sablonneuses de la formation du Jura reposent sur les schistes noirs ressemblant aux phyllades; elles renferment des bancs de houille exploitable, comme dans la vallée d'Orléja, près Sanka; sur le grès houiller, près Czatkowice, au mont Ponetlica; sur le porphyre rouge dans la

vallée d'Orléja, près Ostrowice; on ne voit pas cependant pour l'ordinaire les couches (Brodly, Perçba, château de Mloszowa). L'épaisseur des couches est d'environ 100 pieds. Les fossiles sont en très-grande quantité disséminés dans le calcaire et dans la couche du conglomérat placé immédiatement au-dessous; dans le grès, il y en a très-peu et ils ne vont que jusqu'à la couche supérieure. Dans le calcaire, les coquilles se sont parfaitement conservées; et dans aucun banc de la formation jurassique, des contrées que je décris, on ne peut se procurer de fossiles mieux conservés que ceux qui appartiennent à celui-ci.

a. Céphalopodes.

1. *Ammonites annularis*. Ostrowice.
2. — *mutabilis*. Sow, Sanka, Czatkowice.
3. — *Herveyi*. Ostrowice.
4. — *macrocephalus*, Schloth, Zieten, V, 7. Sanka.
5. — Espèce nouvelle. Sanka.
6. *Nautilites aganiticus*, Schloth. Avec la surface conservée en carreaux.
7. *Belemnites semihastatus*. Sanka.

b. Trachelipodes.

8. *Pleurotomaria*, deux espèces inconnues. Sanka et Brodly.
9. *Pleurotoma*? Sanka.
10. *Turbo*, ayant le nombril très-ouvert, comme dans le vivant, *T. petholatus*, Linn. Sanka.
11. *Delphinula*, espèce nouvelle. Sanka.

c. Acéphales.

12. *Astarte elegans*, Sow., Goldf., 134, 12. Sanka.
13. *Cuculea*. Sanka.
14. *Pholadomya Murchisoni*, Sow., Goldf., 155, 2. Baczyn.
15. *Avicula inæquivalis*, Sow., Ostrawice.
16. *Lutraria jurassi*, Al. Brongniart, t. VI, 74. Sanka, Ostrowice.
17. *Myacites tellinarius*, Schloth, Sanka.
18. *Lima gigantea*, Deshayes, Coquilles caractéristiques, XIV, 1. Sanka.
19. *Lima duplicata*, Goldf., 107. Sanka.
20. — *obscura*, Desh., VIII, 8. Sanka, Ostrowice.
21. — *sulcata*, Münster, Goldf., 102, 4. Sanka.
22. — *gibbosa*, Desh., Goldf., 102, 10. Sanka.
23. — *proboscidea*, Bronn, XIX, 9, 10. Sanka, Broella. Il s'en trouve dans de grands échantillons qui ont plus d'un pied de diamètre, avec des pointes de 2 à 4 lignes d'épaisseur; elles se trouvent souvent séparées, et alors elles auraient pu être prises pour des cloisons de bélemnites, erreur qu'on peut toujours éviter dès qu'on se donne la peine de bien examiner.
24. *Spondylus velatus*, Goldf., 105, 4. Sanka.
25. *Pecten fibrosus*, Desh., VIII, 5. Sanka, Ostrowice, Brodly. C'est une pétrification très-abondante qui carac-

térise le chaînon moyen de la formation du Jura.

26. *Pecten textorius*, Goldf., 89, 9. Sanka, Ostrowice, Brodly.

27. — *lens*, Sow, Goldf., 91, 3. Sanka, Brodly.

28. — Espèce nouvelle. Sanka.

d. Brachiopodes.

29. *Terebratula concinna*, Sow., tab. 86; L. de Buch (Ueber Terebrateln, I, 26). Sanka, Ostrowice, Buczyn, Brodly. Très-commune.

30. — *varians*, Schloth, L. de Buch, I, 19. Ostrowice.

31. — *lagenalis*, Schloth, L. de Buch (Terebrateln, III, 43). Ostrowice.

32. — *globata*, Sow., 436, 1; 435, 3; Zieth., 40, 6. Sanka, Ostrowice, Brodly. Elle est également commune.

33. — *perovalis*, Sow., t. 436, fig. 23; Zieth., 40, 1. Sanka, Ostrowice, Brodly.

34. — *biplicata*, Zieth., 40, 3. Sanka, Ostrowice, Brodly.

e. Radiaires.

35. *Galerites*, espèce nouvelle. Sanka.

f. Polypiers.

36. *Millepora alciformis*, Lamar. (très-ressemblante). Ponetlica.

Parmi les fossiles ci-dessus détaillés se trouvent les fossiles appartenant à la division moyenne de la formation du Jura, lesquels ne sont pourtant pas

dans la partie inférieure, mais bien dans la partie supérieure; elles remplacent donc les bancs appelés par les géologues anglais : *Oxford-clay*, *Kelloway-rock*, et *Bath oolite and great oolite.*

Il est surprenant, qu'outre le pecten lens, on n'y voie aucuns débris organisés des bancs inférieurs, nommés *inferior oolite and dogger*. Entre les fossiles propres aux bancs supérieurs, il ne s'y trouve aucune ammonite appartenant aux bancs nommés *Oxford-clay* et *Kelleway-rock*, la plus grande partie appartient au banc moyen du grès (*Sandstein*, Léopold de Buch, et *Bath-oolite* des géologues anglais) surtout les suivants :

Pholodomya Murchisoni, *Ammonites Herveyi*, *Lima proboscidea.*

La formation du Jura sur les bords de la Vistule se compose donc, en allant de bas en haut, de grès et de calcaires jaunes, qui correspondent aux bancs appelés en Angleterre *Bath-oolite* ou *Great-oolite*, et à ceux appelés en Allemagne *Sandstein*. Les deux qui ont été aperçus et distingués en Angleterre et en Allemagne, venant après le premier, ne se trouvent pas aux environs de Cracovie. La marne blanche qui se montre immédiatement sur le grès et sur le calcaire jaune n'a pas de correspondant en Angleterre, mais il y en a un en Allemagne (*Mergel*. L. de Buch). Sur ce banc repose en Allemagne, et en Suisse, le calcaire blanc, nommé ordinairement calcaire du Jura, et en Angleterre *coralrag*, à cause de ses nombreux coraux. Je n'ai vu les grès bruns que dans le sable seulement, c'est-à-dire dans la vallée d'Orléjà, près Sanka, assis sur des schistes glaiseux, dont je n'ai pas pu recon-

naître l'âge, attendu qu'ils ne contiennent pas la moindre trace de débris organiques. Seraient-ce les couches supérieures du lias? Cela n'est cependant pas probable, d'abord parce que les schistes de cette formation renferment ordinairement une grande quantité de pétrifications, ensuite par son rapport avec le grès des Krapates, grès qui remplace précisément les chaînons suivants de la formation du Jura, c'est-à-dire l'inferior oolite, calcaire des Krapates lias. On m'a dit qu'il y a trente ans on avait atteint dans ce schiste, un banc de houille, mais que des eaux souterraines très-abondantes ont obligé d'abandonner cette exploitation, dont il reste encore des traces visibles. Il me semble donc que ces schistes gris appartiennent à la formation houillère qui se rencontre dans la proximité de Sanka, et particulièrement, près Porçba et Mirow, dans les couches de l'argile blanche; près Tenezynek il y a des couches véritables de houille exploitable.

La série des bancs de la formation du Jura sur les bords de la Vistule, avec l'indication des points principaux dans lesquels ces bancs se trouvent, est renfermée dans le tableau ci-après.

HOUILLE EXPLOITABLE.	BATH-OOLITE.		MARNE.			CORALRAG.		
	CALCAIRE JAUNE ET GRÈS.		MARNE BLANCHE ET CALCAIRES.			CALCAIRES CORALLIENS.		
1	2 Grès.	3 Calcaire grenu.	4 Calcaire ferrugineux.	5 Calcaire marbre.	6 Calcaire marneux.	7 Calcaire en fragments.	8 Calcaire uniforme.	9 Calcaire en couches minces.
Vallée d'Orléja, mont Ponetlica.	Vallée d'Orléja, Parçba.	Vallée d'Orléja, Ostrowiec, Baczyn, Brodly, Ponetlica, Czatkowice, Mloszowa.	Vallée d'Orléja.	Vallée d'Orléja.	Vallée d'Orléja, près Sanka, mont Ponetlica, et Milowa, près de Bnik.	Mnikow, Nielepiec, Mloszowa, mont Ponetlica, Dubie.	Warvel, Podgorza, mont St-Bronislawa, Bielany, Tyniec, Mnikow, Nielepiec, Ojcow, Wierzbowice.	Mont Przeginska, Brodly.

RECHERCHES

Sur les roches d'origine volcanique, par M. Abich.

Extrait par M. A. DELESSE, Élève-Ingénieur des mines.

M. Abich, après avoir fait l'étude de diverses variétés de feldspath (Annales des Mines, 3me série, 1840. Extraits) a étendu ses recherches aux roches d'origine volcanique, dans lesquelles le feldspath entre comme élément constituant. La marche suivie par l'auteur est fort simple; il fait connaître la position géologique de ces diverses roches pour un grand nombre de points très-éloignés, pris à la surface du globe : puis il examine leur constitution minéralogique, il détermine leur pesanteur spécifique, et enfin il en fait l'analyse. Les résultats qui ont été donnés par l'analyse chimique, sont ensuite réunis et groupés de manière à reproduire les minéraux qu'on a pu observer directement sur la roche, et on arrive ainsi à déterminer sa nature et sa composition intime.

Dans son mémoire, qu'il partage en trois parties, M. Abich s'occupe successivement de trois espèces de roches.

1° Les *Trachytes*, qui offrent des combinaisons feldspathiques neutres, représentées par la formule $\dot{R}\,\dddot{Si} + \dddot{\bar{R}}\,\dddot{Si}^{3}$.

2° Les *Trachy-dolerites*, ou roches contenant des combinaisons feldspathiques neutres et basiques.

3° Les *Dolerites*, qui ont des combinaisons feldspathiques basiques, et de la formule $\dot{R}\,\dddot{Si} + \dddot{R}\,\dddot{Si}$.

PREMIÈRE PARTIE.

1° TRACHYTES, OU ROCHES A COMBINAISONS FELDSPATHIQUES NEUTRES ET DE LA FORMULE



La famille des trachytes embrasse plusieurs groupes ; on peut en distinguer huit, qui sont : I. *Porphyre trachytique*, II. *Trachyte* proprement dit, III. *Domite*, IV. *Phonolithe*, V. *Andesite*, VI. *Obsidienne* et *Ponce*, VII. *Perlite*, VIII. *Tuff trachytique.*

Nous allons successivement nous occuper de chacun d'eux, suivant l'ordre qui vient d'être indiqué.

I. *Porphyre trachytique.*

On appelle porphyre trachytique des roches le plus ordinairement grisâtres ou d'un blanc rougeâtre; leur pâte qui est homogène renferme de petits cristaux très-brillants de feldspath vitreux : souvent elles sont accompagnées de cristaux de quartz, de mica à un axe, d'une couleur brun de tombac; mais jamais on n'y trouve de trace de hornblende, d'augite ou de fer titané. On peut prendre comme type du genre les porphyres trachytiques de la Hongrie, qui ont été décrits par M. Beudant; cependant les îles de Ponza et de Palmarola dans la Méditerranée offrent également cette roche très-développée et nettement caractérisée, tandis qu'il n'en est pas de même dans quelques-unes des îles Lipari.

Examinons quelques-uns des porphyres trachytiques venant de ces premières îles.

Porphyre trachytique de Palmarola. — L'île de Palmarola présente, au lieu dit Punta di Tra-

monte, une série de filons qui se croisent et se dérangent dans des directions variées; on y trouve une roche ayant une structure analogue à celle du gneiss, qui présente des couches feldspathiques accompagnées de quartz en petits cristaux hexaèdres; elle est parfaitement homogène, d'un gris clair; elle contient quelques cristaux émaillés de feldspath vitreux qui sont rares, mais très-nets, et sans lesquels elle ressemblerait à certains thonschieffers. En esquilles minces, elle fond très-difficilement et donne un verre blanc transparent.

L'analyse de cette roche a donné :

		Oxyg.	
Silice.	74,54	38,72	
Alumine.	13,57	6,33	
Oxyde de fer.	1,74	0,53	
Chaux.	0,34	0,09	
Magnésie.	0,24	0,09	p. s. = 2,5295
Oxyde de manganèse.	0,10		
Potasse.	3,68	0,62	
Soude.	4,86	1,24	
Perte au feu.	0,20		

Cette analyse a été faite en décomposant la substance par l'acide fluorhydrique, puis par le carbonate de potasse, pour doser la silice. On voit que le rapport de l'oxygène de la potasse à celui de la soude est de 1 à 2; le rapport de l'oxygène des diverses bases à celui de la silice, de 1 à 4.35 : par conséquent, d'après la composition connue du feldspath vitreux, si on observe que l'échantillon analysé ne présentait pas de quartz, on peut considérer ce porphyre trachytique comme un mélange intime de 50 p. $\frac{0}{0}$ de feldspath vitreux, avec 25 p. $\frac{0}{0}$ d'albite et 25 p. $\frac{0}{0}$ de silice, ou bien encore comme une dissolution de silicate neutre alumino-alcalin dans de la silice.

On voit qu'il n'y a que peu de chaux et de magnésie, ce qui concorde bien avec l'absence de hornblende, d'augite et de mica dans la roche.

Une roche qui provenait d'un filon de Ponza, et avait la plus grande analogie avec la précédente, a donné :

P. s. = 2,5273. Silice = 75,41.

On voit que les deux résultats diffèrent peu.

Porphyre trachytique micacé de l'île Ponza. — Cette roche, qui, à Ponza comme à Palmarola, se présente accompagnée de perlites et d'obsidiennes, appartient à un filon porphyrique pouvant passer à un conglomérat ponceux trachytique. Presque toutes les variétés de ce filon se laissent classer parmi les porphyres sans quartz de M. Beudant. La roche présente de nombreuses paillettes de mica qui sont hexagonales, mais incomplètes; on y voit aussi des cristaux de feldspath à demi fondus. Tantôt elle est terreuse, grenue et facile à briser; tantôt elle est compacte, à cassure conchoïde, semblable au silex; tantôt enfin elle est poreuse, et a ses cavités remplies d'une substance qui ressemble à l'alumine ou à l'oxyde de fer nouvellement précipité. La couleur varie du blanc au gris clair, et même jusqu'au rouge-brun.

La variété analysée empâtait du mica et avait beaucoup d'analogie avec le granit grenu.

		Oxyg.	
Silice.	73,46	38,16	
Alumine.	13,05	6,09	
Oxyde de fer.	1,49	0,45	
Chaux.	0,45	0,12	p. s. = 2,5398
Magnésie.	0,35	0,15	
Manganèse.	trace.	»	
Potasse.	4,39	0,76	
Soude.	6,28	1,60	

L'analyse chimique démontre l'identité de cette roche avec la précédente, et fait voir qu'on peut la considérer comme un silicate acide ou comme un mélange de feldspath vitreux, d'albite et de silice : s'il y a ici une plus grande quantité de terres, cela tient sans doute à la présence du mica dans la roche.

Filon poreux de Zannone. — Parmi les nombreuses variétés de la formation trachytique de Hongrie que M. Beudant a fait connaître, il n'en est aucune qui ressemble à la roche de Zannone ; son aspect physique et, dans certains endroits, sa position géologique, ne font nullement songer à une origine volcanique. Aucun produit volcanique, aucun tuff ou conglomérat ne vient trahir l'origine véritable de cette roche qui a une couleur blanc-jaunâtre clair, et ressemble à s'y tromper au calcaire d'eau douce ou *travertin*.

L'analyse a donné :

		Oxyg.	
Silice.	75,09	39,00	
Alumine.	13,26	6,19	
Oxyde de fer. . . .	1,10	0,33	
Chaux.	0,18	0,05	p. s. = 2,6115
Magnésie.	0,16	0,06	
Potasse.	8,31	1,40	
Soude.	1,57	0,42	

Le rapport de l'oxygène des bases à celui de la silice est de 1 à 4.61, ce qui s'accorde assez avec les analyses précédentes. En considérant l'oxyde de fer comme simplement mélangé à la roche à l'état d'oxyde hydraté, ce qui doit être, parce qu'il se laisse facilement séparer par les acides, on pourra représenter ce porphyre trachytique par 28 p. % silice, 1.33 peroxyde de fer, 34.34 orthoclas, 35.83 feldspath vitreux contenant un égal

nombre d'atomes de potasse et de soude. Cette manière de considérer la roche est justifiée par la présence de cristaux maclés fortement vitreux, qui n'ont pas le bec si caractéristique de l'albite.

M. Abich s'est arrêté à l'étude du porphyre trachytique des îles Ponza, parce qu'il est en général assez peu connu dans les collections, quoiqu'il forme un type très-net d'une formation assez rare dans la nature. Il passe ensuite à la formation trachytique de Lipari, qui a presque toujours le caractère de laves, et présente leurs modifications vitreuses. Les porphyres qu'on y trouve contiennent des fragments de roches pyroxéniques appartenant à une formation plus ancienne, et qu'ils paraissent avoir traversée : c'est à ce fait qu'on doit attribuer la différence entre ces porphyres et ceux des îles Ponza ; leur couleur est plus généralement rouge-brun, leur poids spécifique est un peu augmenté ; il y a moins de silice, plus de terre et proportionnellement moins d'alcali.

L'analyse a donné, pour une variété compacte du Monte-Guardia (Lipari) :

		Oxyg.	
Silice.	68,35	35,30	
Alumine.	13,92	6,50	
Protoxyde de fer. .	2,28	0,71	
Chaux.	8,84	0,23	p. s. = 2,5671
Magnésie.	2,20	0,85	
Potasse	3,24	0,54	
Soude.	4,29	1,09	
Perte au feu consistant principalement en acide sulfurique et soufre.	4,64		

La somme de l'oxygène des alcalis et des terres est à l'oxygène de l'alumine :: 1 : 3, et l'oxygène des bases est à celui de la silice comme 1 est à 3,56 ;

par suite on peut considérer la roche comme formée de 71,44 p. $\frac{0}{0}$ de feldspath, à 2 atomes de potasse et 2 de soude, ou comme un mélange de feldspath vitreux et d'albite dans le rapport de 2 à 1, plus 15,78 de silice. En supposant que les terres restantes et une partie du fer forment un bisilicate, ce qui excédera d'oxyde de fer devra être reporté en combinaison avec l'acide sulfurique qui se dégage, ainsi que de l'acide sulfureux, pendant la calcination au rouge.

La présence de l'acide sulfurique dans ces roches les distingue de toutes les formations analogues; elle démontre qu'une action énergique de vapeurs sulfuriques a dû s'exercer sur les éruptions volcaniques de Lipari; il a dû y avoir là quelque chose d'analogue au lac à acide sulfurique qui se trouve dans l'intérieur du volcan de Bagnia-Vangni (partie est de l'île de Java); ou enfin il y a eu des eaux comme celles qu'on trouve dans les Andes, et en particulier près du Rio-Vinagre, qui contiennent des acides sulfurique et muriatique.

A l'île Vulcano, le porphyre trachytique a également traversé les roches pyroxéniques du cratère de soulèvement; il est recouvert à sa partie inférieure, sur le côté est de l'île, par des obsidiennes, des tuffs, des conglomérats de perlites.

Sa pesanteur spéc.=2,6552. Teneur en silice=75,50 p. $\frac{0}{0}$.

La perte au feu, consistant principalement en acide sulfurique et soufre, égale 1,74. Ici, de même que dans le cas précédent, les roches riches en augite ont exercé une modification sur la nature du porphyre trachytique, qui est venu après: car celui-ci contient des brèches d'un mélaphyre noir.

Si on cherche à résumer tout ce qui vient d'être

dit sur les *Porphyres trachytiques*, on voit que leur poids spécifique varie entre 2,5279 et 2,6552, et qu'ils contiennent de 74,54 à 60,35 de silice. Ainsi, en moyenne, on a :

P. s. = 2,5783. Silice = 69,46 p. $\frac{0}{0}$.

On concoit qu'il est impossible d'avoir pour cette roche des caractères bien tranchés, car elle peut subir de grandes modifications, suivant qu'elle empâte plus ou moins de matières étrangères; cependant les deux caractères précédents, joints à quelques observations géologiques, suffiront toujours pour la faire reconnaître.

II. *Trachyte.*

On désigne sous ce nom des roches qui sont ordinairement très-grenues, dont la pâte terreuse offre une cristallisation confuse et a le plus généralement une couleur claire; elles sont souvent poreuses. L'albite à base de potasse et le feldspath vitreux sont leurs éléments constituants; l'albite forme même, à l'état cristallin, la pâte des trachytes et surtout de ceux qui contiennent de grands cristaux de feldspath vitreux; sa couleur blanche et l'éclat nacré qu'il présente dans sa cassure, permettent d'ailleurs de le distinguer facilement du feldspath. On sait que certaines variétés de granite qu'on appelle granites porphyriques, contiennent les deux variétés de feldspath, l'orthose et l'albite. Ces trachytes desquels nous venons de parler forment, comme on voit, dans le genre des trachytes, une variété analogue à celle des granites porphyriques : dans les deux cas, c'est l'albite qui forme la masse du granit ou du trachyte, tandis que les cristaux de feldspath vitreux y sont répandus.

Trachyte du Drachenfels, dans les sept mon-

tagnes, *près Bonn*. — Ce trachyte, qui contient deux variétés de feldspath représentées par la formule $\dot{R}\,\dddot{Si} + \dddot{R}\,\dddot{Si}^3$, a la composition suivante :

P. s. = 2,6893.

	Portion soluble dans les acides. 12,51 p. %		Portion insoluble. 87,49 p. %		SOMME.	
		Oxyg.		Oxyg.		Oxyg.
Silice.	46,11	24,45	70,22	36,47	67,09	34,84
Alumine.	4,58	2,13	17,29	8,92	15,63	7,29
Oxyde de fer magnétique. . . .	29,88	9,56	0,82	0,24	4,59	1,34
Oxyde de fer contenant un peu de titane.	2,95	0,42	»	»	0,38	»
Chaux.	3,33	1,28	2,09	0,58	2,25	0,62
Magnésie.	4,66	1,30	0,41	0,15	0,97	0,35
Potasse.	1,58	0,25	3,71	0,64	3,56	0,61
Soude.	1,47	0,26	5,62	1,48	5,07	1,33
Oxyde de manganèse.	1,22	0,71	»	»	»	»
Eau et chlore. . .	2,96	»	»	»	0,45	»

On voit que l'albite est de beaucoup la substance dominante de la roche ; la petite portion qui est soluble dans l'acide muriatique peut d'ailleurs être considérée comme un mélange d'oxyde magnétique avec un silicate hydraté. L'analyse de la roche montre que l'oxygène des bases puissantes (alcalis, chaux, magnésie) est à celui des bases plus faibles (alumine et oxyde de fer) : : 1 : 3 ; le rapport de l'oxygène des bases à celui de la silice est d'ailleurs de 1 à 3. Il est évident que ces rapports ne seraient pas changés si, dans la roche, il entrait une certaine quantité du feldspath vitreux : aussi nous pouvons considérer ce trachyte comme un silicate neutre contenant en mélange de la hornblende, du mica et du fer titané. Le

trachyte des sept montagnes peut être compté parmi les formations de ce genre qui sont riches en silice, et, dans quelques variétés, on voit de petits cristaux de quartz hexaèdres. Il est à remarquer que sa pesanteur spécifique et sa teneur en silice le rapprochent beaucoup de celle du porphyre trachytique de Lipari : c'est qu'en effet ce dernier forme le passage au trachyte proprement dit.

Trachyte du mont Olibano, près Pozzuoli.— Cette roche, d'un aspect analogue à celui du trachyte du Drachenfels, a indubitablement dû couler à l'état de lave, depuis le mont Olibano jusqu'à la mer. Elle est gris-cendré, demi-dure, à pâte grenue; elle présente un agrégat de cristaux très-longs et fendillés de feldspath vitreux très-brillant; enfin on voit de la hornblende et du fer magnétique.

P. s. = 2,6850. Silice = 66,89 p. $\frac{0}{0}$.

Ces résultats s'accordent assez bien avec ceux obtenus pour le trachyte du Drachenfels.

Trachyte de Dalheim, près Montabaur.— Ce trachyte est dans une relation remarquable avec le basalte qu'il paraît avoir traversé, d'après les observations de M. de Buch. Sa pâte est grenue, très-épaisse, sa couleur varie du gris au verdâtre; elle présente un mélange intime d'albite à base de potasse avec du feldspath vitreux en cristaux brillants, mais mal déterminés. Il y a aussi un peu de hornblende et d'oxyde magnétique.

P. s. = 2,7022. Silice = 67,68 p. $\frac{0}{0}$.

Il est probable que l'augmentation de pesanteur spécifique est principalement due à la présence de la hornblende et de l'oxyde magnétique.

Trachyte de l'île Panarie. — Dans cette île, qui est très-intéressante à étudier sous le rapport des trachytes, on peut distinguer trois variétés :

La *première* consiste en une pâte tantôt compacte, tantôt un peu poreuse, dont la couleur varie du rouge-gris au gris-verdâtre; elle contient beaucoup de cristaux de feldspath vitreux, mais ils sont mal déterminés. Il y a de petits cristaux de hornblende, beaucoup d'albite à base de potasse, mais pas de mica.

P. s. = 2,6754. Silice = 64,37.

La *seconde* variété offre une pâte vitreuse grise très-compacte, présentant beaucoup de feldspath et d'albite à base de potasse, souvent aussi des grains de quartz rougeâtre. Quant à la hornblende, elle est complétement remplacée par du mica noir qui est répandu dans toute la masse.

La *troisième* variété a une pâte compacte et dure, d'une cassure esquilleuse et d'une couleur foncée; elle ressemble assez au *horstein-porphyr*. Les cristaux de feldspath vitreux sont rares, et, au contraire, on y trouve beaucoup d'albite à potasse; de l'amphibole hornblende la traverse dans toutes les directions, et il y a un peu de fer oxydulé, mais pas de mica.

P. s. = 2,7225. Silice = 61,39.

Trachyte des environs de Francfort. — Ce trachyte se trouve entre Grafenbruch et Dietzenbach, dans les environs de Francfort et près de roches basaltiques. Il a une pâte d'un gris rougeâtre, et au premier aspect il ressemble plutôt à certains calcaires d'eau douce qu'à une roche volcanique. Il est traversé par de petits cristaux de feldspath d'une couleur jaunâtre qui montrent

seulement çà et là de petites faces brillantes. On n'y trouve pas de traces de hornblende, de mica, ni de fer oxydulé.

P. s. = 2,6182. Silice = 67,72.

D'après ce qui précède, on voit que les expériences faites sur les trachytes donnent pour moyenne caractéristique de ces roches :

P. s. = 2,6821. Silice = 65,85 p. $\frac{0}{0}$.

III. *Domite.*

Cette roche, qui se trouve en Auvergne et en Hongrie, paraît être une formation particulière qui ordinairement est loin des terrains trachytiques avec lesquels elle n'est pas reliée. Elle est gris-blanchâtre, présente une masse très-grenue et terne, souvent friable; on y voit une grande quantité de petits cristaux de feldspath blancs et transparents, et aussi des paillettes de mica noir ou brun. M. Abich a trouvé :

P. s. = 2,6334. Silice = 65,50.

Ces résultats s'accordent avec ceux de M. Berthier, qui donne le domite comme un silicate neutre. Cependant M. Abich serait porté à croire qu'on doit trouver dans la roche les deux alcalis, seulement il serait possible qu'elle ne contînt qu'une petite quantité de soude : alors elle serait, par rapport au trachyte, ce qu'est le porphyre trachytique blanc de Zannone par rapport au porphyre trachytique.

On peut observer, du reste, que la pesanteur spécifique et la teneur en silice de la domite coïncident avec les valeurs moyennes correspondantes obtenues pour les trachytes.

IV. *Phonolithe.*

Au premier abord, on est naturellement conduit à penser qu'il doit exister des rapports géologiques très-intimes entre le phonolithe et le trachyte ou le basalte. Cependant, jusqu'à présent, l'observation n'a pas permis de démontrer avec certitude qu'il y a passage du phonolithe au basalte : car les points de contact du phonolithe et du basalte sont rares, et le plus souvent il est évident que le phonolithe a traversé le basalte, puis s'est répandu en forme de cône à sa surface. Il est au contraire très-fréquent de rencontrer le trachyte avec le phonolithe, et l'observation géologique conduit à penser qu'ils proviennent des transformations d'une même roche.

Le phonolithe forme une roche homogène d'une cassure esquilleuse et légèrement conchoïde ; sa couleur est le vert-grisâtre ou le gris de cendre. Souvent elle est porphyroïde, et contient des cristaux de feldspath vitreux, intimement répandus dans la masse ; on y trouve aussi, mais rarement, de la hornblende, de l'augite, du fer oxydulé magnétique, qui sont à l'état microscopique et comme dissous dans la pâte formant la roche.

Les travaux de M. Gmelin ont appris que le phonolithe peut être considéré comme un mélange de feldspath vitreux avec un zéolithe, et que les proportions des deux principes constituants peuvent être très-différentes. La composition moyenne donnée par l'analyse à M. Abich est la suivante :

Moyenne de six analyses.

	Portion soluble ou zéolithe. 35,20.		Portion insoluble ou feldspath. 64,80.		Phonolithe.	
		oxyg.		oxyg.		oxyg.
Silice.	42,16	21,99	65,56	34,05	57,66	29,95
Alumine.	23,91	11,16	17,20	8,03	19,96	9,38
Oxyde de fer.	6,20	1,90	2,88	0,88	3,42	1,04
Oxyde de manganèse.	1,13	0,34	0,79	0,23	0,75	0,22
Chaux.	2,22	0,62	0,68	0,19	1,01	0,30
Magnésie.	1,26	0,48	»	»	1,53	0,59
Soude.	11,38	2,81	3,38	0,86	6,98	1,78
Potasse.	3,03	0,51	8,45	1,43	6,06	1,27
Eau.	7,41	6,58	»	»	2,33	2,07

P. s. = 2,577.

On a trouvé aussi quelques traces d'acide titanique, sulfurique, et de chlore; mais on n'y a pas eu égard. On voit que la portion soluble dans les acides se laisse représenter fort exactement par la formule $\dot{R}\,\dddot{Si} + 3\,\ddot{\overline{R}}\,\dddot{Si} + 1\frac{1}{2}\dot{\overline{H}}$. Quant à la portion non attaquée, sa formule est celle du feldspath vitreux.

Le rapport de l'oxygène de la silice à celui de toutes les bases est de 1 : 2, et le rapport de l'oxygène des alcalis à celui de l'alumine est de 1 à 3; le phonolithe se représente donc par $\dot{R}\,\dddot{Si} + \ddot{\overline{R}}\,\dddot{Si}^2$, en retranchant toutefois de la combinaison une partie de l'oxyde de fer, qu'on regarde comme mélangé à l'état d'oxyde magnétique. Ainsi, le phonolithe est représenté par la formule de l'oligoclase, de même que le trachyte type, celui de Drachenfels, l'est par celle du feldspath vitreux ou de l'orthose.

Les différences essentielles entre le phonolithe et le trachyte, consistent surtout en ce que le

premier a un poids spécifique plus faible que le second, et, au contraire, une plus grande teneur en alcali. Ainsi, d'après Struve, le phonolite du château de Tœplitz ne contient pas moins de 18 p. $\frac{0}{0}$ d'alcali, dont 13 p. $\frac{0}{0}$ soude; celui de Bilin 16,73 p. $\frac{0}{0}$ alcali, dont 13,11 p. $\frac{0}{0}$ soude. Comment peut-on expliquer cette plus grande teneur en alcali? M. Abich pense que les relations géologiques observées entre le phonolithe et le trachyte conduisent à admettre que le premier est une transformation du second. Il suppose un trachyte amené en fusion dans l'intérieur d'un volcan et rencontré par les vapeurs d'eau de la mer, lesquelles entraînent nécessairement avec elles du chlorure de sodium; des phénomènes de transformation devront nécessairement se produire, la roche admettra une certaine quantité d'eau et de soude. Il se formera un zéolithe qui donnera à la roche sa sonorité, tandis que la teneur en silice et la pesanteur spécifique devront diminuer; en un mot il se formera un phonolithe. .

Pour appuyer cette théorie, dans laquelle on suppose l'intervention de l'eau de la mer dans les volcans, M. Abich analyse le *Piperno*, qui forme la masse intérieure du Campi-Flegræi, près de Naples, puis la *lave de Monte-Nuovo*, qui ressemble au phonolithe d'Hegau et du Rhône.

	LAVE DE MONTE-NUOVO.						PIPERNO.					
	Portion soluble. 22,95 p. $\frac{0}{0}$.		Portion insoluble. 77,05.		Lave.		Portion soluble. 18,12.		Portion insoluble. 81,88.		Piperno.	
		oxyg.		oxyg.		oxyg.		oxyg.		oxyg.		oxyg.
Silice.	40,55	21,06	68,02	35,32	61,19	31,68	41,99	21,81	66,11	31,64	61,71	32,05
Alumine.	14,83	6,92	17,46	8,33	17,18	7,97	12,64	5,90	20,70	9,66	19,14	8,98
Oxyde de fer et un peu de manganèse. . .	15,33	4,76	0,97	0,29	5,46	1,67	19,86	6,08	0,64	0,19	3,51	1,07
Chaux.	4,72	1,32	0,56	0,15	1,52	0,29	4,90	1,37	0,30	0,08	1,19	0,33
Magnésie.	1,60	0,61	0,81	0,29	0,23	0,07	2,13	0,82	»	»	traces.	»
Potasse.	3,31	0,66	4,67	0,78	4,37	0,72	4,83	0,81	5,64	0,86	5,50	0,93
Soude.	12,59	2,62	5,98	1,52	7,98	2,04	5,93	1,51	6,85	1,74	7,38	1,88
Eau.	4,59	4,07	»	»	1,06	0,94	6,19	5,59	»	»	1,28	1,13
Chlore.	2,84	»	»	»	0,68	»	1,03	»	»	»	0,15	»
Pesant. spécifiq. =	. . . .		2,6315		2,5832		. . . .		2,6241		2,6384	

D'après les analyses précédentes, on voit, 1° que,

pour la lave de Monte-Nuovo, la teneur en zéolithe est plus grande de 5 p. $\frac{0}{0}$; 2° qu'il y a deux fois plus de soude et de chlore dans la portion soluble qu'il n'y en a dans celle du piperno; 3° que le poids spécifique est beaucoup moindre. — De là M. Abich conclut que c'est l'eau de la mer, laquelle contient plus de 1 p. $\frac{0}{0}$ de chlorure de sodium, qui a augmenté la quantité de zéolithe, et porté la soude de 5,93 à 12,59; il admet enfin que la lave de Monte-Nuovo, et par suite le phonolithe, n'est qu'un piperno fondu, transformé par l'eau de la mer.

V. *Andésite.*

Passons maintenant à l'andésite qui, comme on sait, forme une série de roches appartenant aux terrains volcaniques du nouveau monde, et examinons quelques-unes de ses variétés.

Andésite du Chimboraço. — La masse du Chimboraço, qui est formée d'andésite, consiste, d'après M. de Humboldt, en un trachyte à demi vitrifié, d'un gris brunâtre, dont la pâte est semblable au pechstein, et qui se divise en colonnes quadrangulaires à la manière des basaltes; cette roche contient de petits cristaux d'albite, de feldspath vitreux en cristaux assez gros, un peu de hornblende, de l'augite et du fer oxydulé. L'analyse a donné :

		Oxyg.	
Silice	65,09	33,81	
Alumine	15,58	7,27	
Oxyde de fer	3,83	1,16	
Protoxyde de fer	1,73	0,39	p. s. = 2,6853
Chaux	2,61	0,73	
Magnésie	4,10	1,58	
Potasse	1,99	0,33	
Soude	4,46	1,14	
Perte au feu et chlore	0,41		
	99,80		

Le rapport de l'oxygène des bases à celui de la silice est de 1 : 2,754 ; par conséquent, l'analyse chimique est bien d'accord avec les propriétés minéralogiques de la roche, qui lui assignent une place dans la série des trachytes. Si on considère les alcalis et une quantité correspondante de chaux et de magnésie comme formant un composé feldspathique neutre, qu'on suppose qu'une partie du fer est à l'état de fer oxydulé, ce qui reste représente à peu près les formules du pyroxène et de l'amphibole ; par conséquent il y aurait dans l'andésite 73,89 d'albite et de feldspath vitreux, dans le rapport de 3 : 1. Pour s'assurer plus complétement de l'existence de ce feldspath, on en a séparé une grande quantité par digestion avec de l'acide muriatique ; la poudre ainsi obtenue était cristalline et nacrée. Sa pesanteur spécique = 2,6460, et sa teneur en silice = 67,87 p. $\frac{0}{0}$, propriétés qui caractérisent le peklin.

Andésite de l'Antisana. — L'andésite de l'Antisana est formée par une pâte d'un gris noir, qui agit fortement sur l'aiguille aimantée ; elle contient de l'albite et de la hornblende.

P. s. = 2,7084. Silice = 64,20.

Une espèce de lave qui forme des masses accolées au cratère, et qui contient de petits cristaux d'un blanc vitreux à demi-fondus dans une pâte un peu magnétique, a donné :

P. s. = 2,6334. Silice = 63,23.

Ces propriétés la distinguent des basaltes et des roches voisines.

Andésite du Cotopaxi. — Cet andésite forme la plus grande partie du volcan de ce nom ; elle ressemble beaucoup à celle de l'Antisana ; elle est

seulement plus compacte, plus grenue, et un peu plus riche en cristaux blancs d'albite.

P. s. = 2,715. Silice = 63,98.

La roche qui forme le cratère diffère complétement de la première : elle ressemble à un pechstein; elle est brunâtre ou vert grisâtre, sa cassure est grossière et esquilleuse. Elle contient de nombreux cristaux d'albite à demi vitrifiés, et elle n'agit pas sur l'aiguille aimantée.

P. s. = 2,5185. Silice = 69,28.

Sa perte au feu est de 0,40 p. $\frac{0}{0}$. On voit que ces caractères la rapprochent plus du porphyre trachytique que de l'andésite.

Andésite du Pichincha. Cette andésite est vitreuse; elle est, pour l'andésite proprement dite, ce qu'est le trachyte noir de M. Beudant pour le trachyte. Sa masse est d'un noir sombre, et elle ressemble au pechstein; elle se rapproche beaucoup de la deuxième variété de laquelle il est question à l'andésite de l'Antisana; sa poussière est gris blanchâtre; elle contient des cristaux blancs d'albite, qui présentent bien le bec et offrent dans la cassure un éclat nacré. Voici les résultats de l'analyse :

		Oxyg.	
Silice et traces d'acide titanique.	67,07	34,84	
Alumine.	13,19	6,16	
Oxyde de fer.	4,74	1,45	
Oxyde de manganèse.	0,32	0,09	p. s. = 2,5799.
Chaux.	3,69	1,03	
Magnésie.	3,46	1,33	
Potasse.	2,18	0,36	
Soude.	4,90	1,25	
Perte au feu.	0,30	»	

Le rapport de l'oxygène des bases à celui de la silice est de 1 : 3. Par conséquent, cette andésite noire du Pichincha est un silicate neutre comme les trachytes ; de plus, sous le rapport de la composition chimique, elle ressemble plus au trachyte du Drachenfels qu'à l'andésite du Chimboraço.

Les variétés d'*Andésite* qui ont été analysées sont, comme on vient de le voir, l'andésite grise à pâte cristalline, l'andésite vitreuse à pâte noire et semblable à celle du basalte, qui, d'après M. de Humboldt, a une origine plus récente. Les résultats obtenus par l'analyse se résument dans le tableau suivant :

Andésite grise à pâte cristalline.

P. s. = 2,703. Silice = 64,45.

Andésite vitreuse à pâte cristalline.

P. s. = 2,585. Silice = 66,55.

VI. *Obsidienne et Ponce.*

Ces deux roches ont tant d'analogie dans leurs propriétés physiques et géologiques qu'on ne doit évidemment pas les séparer l'une de l'autre dans des recherches sur leur composition chimique.

Le tableau suivant donne l'analyse de plusieurs échantillons ; à sa suite se trouve leur description minéralogique, et la discussion des résultats obtenus par l'analyse chimique.

Désignation du minéral.	Poids spécifique.	Silice.	Silice avec de l'acide titanique.	Alumine.	Oxyde de fer.	Oxyde de mang.	Chaux.	Magnésie.	Soude.	Potasse.	Eau.	Chlore.	Hydrogène carboné ou hydr. sulfuré.	Proportions d'oxygène. $\dot{R}$	$\dddot{R}$	$\dddot{Si}$	Formule probable.
1	2,5280	60,52	0,66	19,05	4,22	0,33	0,59	0,19	10,63	3,50	0,04	0,30	»	1	3	9	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^2+\frac{1}{2}\dot{H}$ (1 à 4)
2	2,4770	60,79	1,46	16,53	4,26	0,23	0,62	0,79	11,25	2,97	0,53			1	3	9	
											$\dot{H}$	Cl.	H^2S				
3	1,9829	61,08	1,45	17,37	7,77	0,62	1,46	4,02	2,85	1,82	1,63			1	3	9	
4	2,5714	62,42	0,74	14,72	6,84	0,18	3,25	3,28	4,74	1,55	2,41		»	1	3	9	
5	2,4172	62,29	»	16,89	4,15	trace	1,24	0,50	6,21	3,98	3,89		»	1	3	11	$\dot{R}^3\dddot{Si}^2+\dddot{R}\dddot{Si}^2+\frac{1}{2}\dot{H}$
6	2,4895	62,70	»	16,98	4,98	0,39	1,77	0,82	6,09	4,35	0,76	0,52	trace	1	3	10	$\dot{R}^3\dddot{Si}+3\dddot{R}\dddot{Si}^2+\frac{1}{4}\dot{H}$
7	2,4113	62,04	»	16,55	4,43	»	1,31	0,72	6,39	3,66	3,84			1	3	10	$\dot{R}^3\dddot{Si}^4+\dddot{R}\dddot{Si}^2+\dot{H}$
DEUXIÈME GROUPE. *Ponce fibreuse, blanche et d'un éclat soyeux.*																	
													HC.				
8	2,5300	68,11	1,23	8,21	8,23	trace	0,14	0,37	8,32	1,60	1,73	0,70	0,66	1	3	14	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^3+2\dddot{Si}+\frac{1}{2}\dot{H}$
9	2,3546	69,79	»	12,31	4,66	»	1,68	0,68	6,69	2,02	2,93		»	1	3	13	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^3+\dddot{Si}+\dot{H}$
10	2,2239	73,77	»	10,83	1,80	»	1,21	1,30	4,29	3,90	2,85		»	1	3	13	$\dot{R}\dddot{Si}+2\dddot{R}\dddot{Si}^3+\dddot{Si}+\dot{H}$
11	2,3771	73,70	»	12,27	2,31	»	0,65	0,29	4,52	4,73	1,12	8,31	»	1	3	17	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^3+\frac{1}{2}\dot{H}+5\dddot{Si}$
12	2,3702	74,05	»	12,97	2,73	»	0,12	0,28	4,15	5,11	0,22	0,31	»	1	3	17	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^3+5\dddot{Si}$
13	2,4008	66,73	0,36	17,36	0,81	»	1,13	1,20	4,10	8,27	»	»	»	1	3	12	$\dot{R}\dddot{Si}+\dot{R}\dddot{Si}^3$

1. *Obsidienne de Ténériffe*, d'un vert-bouteille brillant, demi-transparente, à cassure conchoïde; elle contient de petits cristaux de feldspath vitreux blanc.

2. *Ponce de Ténériffe*. Elle est gris verdâtre sale, boursouflée; elle se trouve dans la masse de l'obsidienne. Tout porte à croire que l'obsidienne de Ténériffe n'est autre chose que la roche même du volcan, qui a été vitrifiée. Quant à la ponce de la même localité, elle doit provenir de l'obsidienne.

3. *Ponce des îles Ferdinandea*. Très-légère.

4. *Ponce du volcan Arequipa*. Elle se trouve sur le flanc d'un volcan de la chaîne des Cordilières; elle présente de larges pores, et elle est grossièrement fibreuse; couleur rose-rougeâtre. Elle renferme des cristaux à demi vitrifiés qui ont dû être de l'albite et de la hornblende.

5. *Ponce de l'île d'Ischia*. Elle se trouve au milieu d'obsidienne ressemblant au pechstein et contenant des cristaux de feldspath; ses pores présentent plusieurs pouces de diamètre. A une forte chaleur rouge, elle dégage de l'eau ayant une odeur empyreumatique, et prend une couleur rouge brun.

6. *Obsidienne de l'île Procida*. Sa couleur varie du noir au brun-girofle; souvent elle contient de nombreux cristaux de feldspath d'une longueur considérable. Quand elle n'en contient pas, elle ressemble complétement au cannel-cool. Réduite en poudre et chauffée dans un appareil de distillation, elle dégage une substance bitumineuse et un peu d'hydrogène carboné. En chauffant au rouge, on a un peu de sel ammoniac, qui vraisemblablement se forme dans l'opération par l'action

du chlorure de sodium sur de l'azote et la substance bitumineuse. A la chaleur blanche, cette obsidienne prend un volume deux et trois fois plus grand, et, quand on ménage convenablement le feu, elle donne une ponce d'un vert sale ressemblant tellement à la ponce naturelle, qu'il est impossible de l'en distinguer. Quand on continue à chauffer plus longtemps, on finit par obtenir un verre.

7. *Ponce du Campi-Flegraii.* Elle ressemble beaucoup à celle de l'île d'Ischia; par sa position géologique, elle montre bien que la formation trachytique a la même nature, et que le trachyte, le phonolithe et la ponce ne sont que les variétés d'une même roche.

8. *Ponce de l'île Pantelleria*, entre la Sicile et l'Afrique. Elle est jaune clair, fibreuse; elle présente des pores très-allongées. Sa cassure offre un éclat nacré, probablement dû à de l'albite; on voit quelquefois des morceaux noirs d'obsidienne empâtée dans sa masse. Chauffée, elle donne une forte odeur empyreumatique, elle dégage de l'hydrogène carboné, de l'eau de combinaison, puis elle prend des couleurs sombres et devient rouge brun. Elle contient une quantité considérable d'oxyde de fer, et on remarquera que cela correspond à un poids spécifique considérable, de même que pour les ponces des numéros 1 et 4.

9. *Ponce de l'île Santorin.* Elle se distingue seulement des ponces qui précèdent en ce que sa composition chimique s'approche le plus de celle du trachyte pur, dans lequel l'origine des bases est à celui de la silice :: 1 : 3.

10. *Ponce des îles Llactacuna*, au pied du

Cotopaxi. Elle est blanche ou bleuâtre, elle a une texture fibreuse, un éclat soyeux, et, au premier abord, on serait tenté de la confondre avec certaines variétés de gypse. Sa pâte renferme quelques paillettes de mica et de petits cristaux blancs qui doivent être de l'albite. L'analyse montre que sa composition l'éloigne de l'andésite proprement dit ou du trachyte, et la rapproche au contraire du porphyre trachytique.

11. *Ponce de Lipari.* Elle est gris clair, présente de longues fibres d'un éclat soyeux; elle renferme des cristaux de feldspath et du mica.

12. *Obsidienne de Lipari.* Sa composition chimique et son poids spécifique sont à peu près les mêmes que pour la ponce. Pulvérisée, cette obsidienne est d'un blanc de neige; chauffée, elle prend une belle couleur rouge rosé, et, à cet état, on pourrait probablement l'employer dans la peinture.

13. L'île de Baziluzzo se trouve entre Lipari et Stromboli, et les roches qu'elle présente ont la plus grande analogie avec celle de ces deux îles. Celle qui forme le sommet du volcan a une pesanteur spécifique = 2,4787, et sa teneur en silice = 69,87 : par conséquent on a pour la teneur en silice la valeur moyenne obtenue pour le porphyre trachytique, et le poids spécifique est une moyenne entre celui du porphyre trachytique et des ponces du deuxième groupe.

Quant à la roche dont l'analyse est rapportée sous le n° 13 du tableau, c'est une roche vitrifiée qui, provenant d'une modification de la première forme, est en quelque sorte le passage entre le trachyte et la ponce.

VII. *Perlite.*

La perlite est, comme on sait, une des nombreuses modifications que présente le porphyre trachytique en se vitrifiant. C'est une roche d'un éclat nacré, le plus souvent grise, qui passe au rouge et au brun par diverses nuances; elle est formée de la réunion de grains à noyaux concentriques. Au chalumeau, elle se boursoufle fortement, et devient d'un blanc de neige : c'est un de ses caractères. L'analyse a donné :

		Oxyg.
Silice.	73,99	38,43
Alumine. . . .	11,90	5,18
Oxyde de fer. .	2,41	0,73
Chaux.	3,61	0,91
Magnésie. . . .	1,05	0,40
Potasse. . . . } Soude. . . . . }	4,37	1,11
Eau.	2,44	2,16

On voit que l'analyse assigne à la perlite une place très-voisine de celle du porphyre trachytique, aussi bien que l'obsidienne et la ponce. Ces résultats coïncident du reste très-bien avec ce qu'on peut observer à Palmarola et à Ponza, où on voit des alternances de perlite et d'obsidienne, qui bordent des masses de porphyre trachytique; la pesanteur spécifique de la roche intermédiaire ou de passage est de 2,3983, et sa teneur en silice de 72,47 p. $\frac{o}{o}$.

En résumé, la perlite se trouve très-rapprochée des combinaisons les plus riches en silice; elle est étrangère aux trachytes proprement dits, mais elle accompagne toujours les porphyres trachytiques. Elle se distingue d'ailleurs de l'obsidienne et de la ponce, à part ses propriétés minéralogiques, par une plus grande teneur en silice, un

accroissement de bases terreuses, une diminution dans les alcalis, et enfin par une plus grande quantité d'eau.

VIII. *Tuff trachytique.*

L'étude géologique des environs de Naples conduit à penser que les tuffs qu'on y observe proviennent de roches trachytiques modifiées par des sources volcaniques et submarines. On y distingue deux sortes de tuffs. Le premier, jaune, compose le fond de la formation, et atteint une puissance que n'a jamais le tuff blanc qui le recouvre. Il est d'un jaune-paille clair; des débris de feldspath vitreux, d'augite et de hornblende le caractérisent; il offre fréquemment des portions d'une substance argileuse sombre, ou d'un jaune d'ocre, qui est comme rongée; enfin la partie de ce tuff qui est en contact avec la roche trachytique, empâte de nombreux fragments de la roche, qui sont à demi vitrifiés, et montrent bien que c'est cette roche qui a fourni la matière du tuff.

Le tuff blanc consiste en couches d'une faible épaisseur; il contient beaucoup de pierre ponce.

Dans le tuff jaune, on trouve en outre des coquilles qui vivent au fond de la mer, et qui ont dû être enveloppées dans le tuff au moment de la formation.

La chaleur fait subir aux deux espèces de tuffs des modifications remarquables : ainsi ils passent du rouge au rouge brun sombre et au violet; ils fondent au rouge blanc en un verre de bouteille, puis en un verre pâle; quelques-uns se boursouflent considérablement et surnagent l'eau.

La première partie du tableau qui suit fait connaître la composition de quelques tuffs de Campi-Flegraii et de Pausilippe.

PREMIÈRE PARTIE. — *Tuff trachytique du Campi Flegreaii et de Pausilippe.*

Désignation du tuff et origine.	Pesanteur spécifique.	Teneur en eau.	Le tuff contient : parties insolubles.	Le tuff contient : parties solubles.	Composition de la partie du tuff soluble dans les acides. Eau.	Chlore. (Traces de sel ammoniac.)	Silice.	Alumine.	Oxyde de fer.	Chaux.	Magnésie.	Potasse.	Soude.	Proportion d'oxygène. $\dot{R}$	$\dddot{R}$	$\dddot{Si}$	$\dot{H}$	Formules du tuff. Partie soluble.	Partie insoluble.
1. Tuff jaune de Nola.	»	8,91	21	79	11,40 Sel amm. traces.		51,65	25,08	6,21	5,43	1,18	6 19	1,01	1	3	9	3	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^2+3\dot{H}$	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^2$ plus de l'angite $(\dot{R}^3\dddot{Si}^2)$
2. Tuff jaune de Pausilippe. . . .	2,4562	8,13	9,80	90,20	9,26 Sel amm. traces.	0,15	52,80	15,83	7,57	3,13	0,84	7,66	2,90	1	3	9	3		
3. Tuff blanc de Pausilippe. . . .	2,5215	6,20	12,42	87,58	7,15		54,41	15,40	7,74	3,17	1,50	7,54	2,87	1	3	9	2	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}^2+2\dot{H}$	
4. Tuff d'Epomeo.	2,5272	6,16	24,78	75,22	8,19		54,57	17,93	5,49	0,77	0,77	5,23	6,40	1	3	9	2		
5. Tuff du cratère de Monte-Nuovo.	»	5,27	21,51	78,49	6,72	0,27	56,31	15,33	7,11	1,74	1,74	6,54	2,84	1	3	9	2		
DEUXIÈME PARTIE. — *Tuff basaltique de l'île-Vivara.*																			
					$\dot{H}$ $\ddot{C}$	Cl													
6. Tuff jaune de l'île Vivara. . .	2,5487	9,00	3,85	96,15	9,36 1,50	0,40	45,50	16,05	11,69	5,03	3,20	4,12	2,28	1	3	6	2	$\dot{R}\dddot{Si}+\dddot{R}\dddot{Si}+2\dot{H}$	$\dot{R}^3\dddot{Si}^2$
7. Tuff gris de l'île Vivara.	2,6596	4,58	3,72	95,28	4,58		51,08	13,71	13,16	7,09	4,72	2,94	2,94	1	2	5	1	$\dot{R}^3\dddot{Si}^2+\dddot{R}\dddot{Si}+\dot{H}$	

On voit, d'après ce tableau, que la formule de la portion du tuff soluble dans les acides est celle de l'oligoclase, et s'accorde complétement avec celle des ponces I et IV du tableau d'analyse des ponces. Il résulte de là qu'on ne doit pas considérer le tuff comme le résultat de la décomposition d'une roche ainsi que cela a lieu pour le kaolin et l'argile à porcelaine; mais, comme l'obsidienne, la ponce et la perlite, il provient de modifications de roches trachytiques. Quant à l'eau, qui est partie constituante, il faut la considérer comme combinée avec l'oxyde de fer, avec l'argile et aussi avec un zéolithe qui existe probablement en grande quantité et rend le tuff si soluble dans les acides. Les changements que le tuff éprouve par la chaleur, l'analogie de ces changements avec ceux des roches basaltiques d'une nature analogue, dans lesquels on voit très-clairement les zéolithes, mettent la question hors de doute.

Tuff de l'île de Vivara. Les tuffs *basaltiques* de l'île de Vivara, qui paraissent au milieu de la formation trachytique dans laquelle, à l'exception de quelques laves contenant de l'olivine, on ne trouve rien qui ressemble au basalte, montrent la parenté qu'il y a entre le trachyte et le basalte. On doit du reste les considérer comme *tuffs basaltiques*, car le tableau d'analyse apprend que la formule de la partie soluble est celle du labrador avec de l'eau et correspond au mesole : on voit quelle est leur composition.

En jetant les yeux sur le tableau qui précède, on en conclut que le tuff, la ponce et l'obsidienne doivent être considérés comme des variétés d'une même roche volcanique. Tous contiennent de l'eau de combinaison : dans le tuff jaune on en a

3 atomes, il y en a 2 dans le tuff blanc, dans la ponce on n'en a plus que 1, et dans l'obsidienne l'eau paraît pouvoir disparaître presque entièrement.

DEUXIÈME PARTIE.

2° TRACHY-DOLERITES OU ROCHES VOLCANIQUES CONTENANT DES COMBINAISONS FELDSPATHIQUES, NEUTRES ET BASIQUES.

Quand, dans une roche qui contient des combinaisons feldspathiques neutres, la quantité de silice diminue, celle des terres et de l'oxyde de fer allant au contraire en augmentant, ses propriétés physiques et minéralogiques doivent changer: c'est ainsi que le *porphyre trachytique* passe au *trachyte* en prenant du mica et de la hornblende; la quantité de silice allant encore en diminuant, on arrivera à la *Dolerite*, ou à un mélange de Labrador et d'augite, en passant par tous les états intermédiaires : on formera alors les roches que M. Abich nomme *Trachy-Dolerites*.

Voici les résultats obtenus en analysant quelques-unes de ces roches.

Roche du pic Ténériffe.

		oxyg.	
Silice avec traces d'acide titanique.	57,76	39,01	
Alumine.	17,56	8,18	
Oxyde de fer.	4,64	1,41	
Oxydule de fer	2,09	0,45	
Oxydule de manganèse.	0,82	0,17	p. s. = 2,7486
Chaux.	5,46	1,53	
Magnésie.	2,76	0,80	
Potasse.	1,42	0,22	
Soude.	6,82	1,78	
Chlore.	0,30	»	
Eau.	trace.		

Roche Schiwelutsch (Kamtschatka).

		oxyg.	
Silice.	61,92	32,16	
Alumine.	14,10	5,57	
Oxydule de fer. . . .	6,22	1,41	
Oxydule de manganèse.	0,20	»	p. s. = 2,7780
Chaux.	6,03	1,69	
Magnésie.	5,27	2,03	
Potasse.	0,61	0,10	
Soude.	4,88	1,04	

	Roche de Lisca Nera.	oxyg.	Roche de Biancicola.	
Silice.	62,20	32,31	57,67	29,95
Alumine. . . .	20,80	9,71	11,94	5,57
Chaux.	2,70	0,75	7,72	2,16
Magnésie. . . .	1,40	0,53	7,02	2,71
Oxyde de fer. .	4,30	1,31	6,41	1,96
Potasse.	3,10	0,51	»	
Soude.	5,20	1,53	»	
Oxyde de mang.	»	»	0,30	
Pesant. spéc. =	2,7752		= 2,7942.	

	Pes. sp.	Silice.
Roche de Zoccolaro. . . .	2,8286	53,97
Id. de Strombloi. . . .	2,7307	61,78
Id. de Roccamonfina. .	2,7952	54,62
Id. de Tunguragua. . .	2,7890	57,40
Id. de Riobomba. . . .	2,7902	60,35

En résumant les résultats des analyses précédentes, on voit que les caractères donnés par la pesanteur spécifique et la teneur en silice sont assez saillants pour qu'on ne puisse confondre le *trachy-dolerite* ni avec le porphyre trachytique, ni avec les trachytes ou l'andésite. En effet, les variations des pesanteurs spécifiques sont comprises entre 2,70 et 2,80, celles de la silice entre 54 et 61 p. $\frac{0}{0}$. On voit par conséquent que le maximum de silice obtenu est encore inférieur à ce qu'on a eu pour le trachyte et l'andésite; du reste, parmi les roches analysées, les unes se rappro-

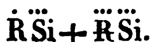
chent plus du trachyte, les autres plus de la dolerite. En moyenne on a :

P. s. = 2,7863. Silice = 58,02 %.

Et ces deux caractères peuvent être considérés comme caractéristiques pour le *trachy-dolerite*. Ceux de Tunguragua, Roccamonfina, Lisca et Ténériffe peuvent donc être considérés comme de véritables trachydolerites, tandis que, au contraire, les roches de Biannicolo et Zoccolaro seraient plus rapprochées de la dolerite.

TROISIÈME PARTIE.

DOLERITE OU ROCHE VOLCANIQUE AVEC DES COMBINAISONS FELDSPATHIQUES DE LA FORMULE



$$\dot{R}\dddot{Si} + \dddot{R}\dddot{Si}.$$

La dolerite est une roche grenue cristalline, qui est le plus souvent gris sombre ou noirâtre; sous le rapport de l'état d'agrégation, elle peut être très-compacte ou terreuse; elle contient des cristaux de labrador, d'augite, et de la hornblende, répandue dans la masse.

Voici les résultats obtenus en analysant plusieurs variétés de dolerites.

Dolerite de Strombolino. — Elle forme une roche qui s'étend sur une longueur de 220 à 80 pieds au-dessus du niveau de la mer, du côté de la pointe nord de Stromboli; elle est gris noir, très-compacte, grenue, et elle ressemble aux hornfels du Hartz; enfin elle offre beaucoup de petits cristaux très-nets de labrador.

		oxyg.	
Silice	53,88	28,00	
Alumine.	12,04	5,62	
Oxydule de fer. .	9,25	2,10	p. s. = 2,9641
Magnésie.	8,83	3,41	
Chaux.	7,96	2,23	
Potasse et soude. .	4,76	1,22	
Parties volatiles. .	2,78	»	

On voit que la somme de l'oxygène de la silice est double de celle de l'oxygène de toutes les bases, pourvu qu'on considère une partie du fer à l'état d'oxyde magnétique. On peut regarder la roche comme formée de 41,19 p. ÷ de labrador, et 58,81 d'augite. M. Rammelsberg a trouvé, pour une variété d'Islande :

38,18 labrador. 61,82 augite.

Ces résultats diffèrent, comme on voit, assez peu du précédent.

Dolerite de l'Etna.— Elle se trouve à 100 pieds au-dessous du Piano del Lago, entre une roche dont l'origine paraît remonter à la catastrophe qui a donné à l'Etna la forme qu'il a actuellement. Elle agit fortement sur l'aiguille aimantée.

P. s. = 2,8655. Silice = 49,94.

Lave de l'Etna. — Nous nous occupons ici de cette lave qui provient des dernières éruptions de l'Etna (en 1838), parce qu'elle contient les deux éléments caractéristiques de la dolerite, le labrador et l'augite. Ces derniers minéraux ont une forme peu nette et se présentent seulement dans une pâte d'un gris noir sombre. Cette lave agit peu sur l'aiguille aimantée. On a trouvé :

P. s. = 2,9407. Silice = 48,98.

L'analyse a donné, pour la lave qui a détruit Catane, silice = 48,83 : par conséquent, on voit qu'elle est identique avec celle de l'éruption de

1838. On peut les considérer l'une et l'autre comme formées de 54,80 labrador, 34,16 augite, 7,98 olivine, et 3,06 d'oxyde magnétique.

Lave de Stromboli. — Les laves qui, de temps en temps, sont rejetées par le volcan de Stromboli, ressemblent à celles de l'Etna jusqu'à s'y méprendre. On a trouvé :

		oxyg.	
Silice.	50,25	26,10	
Alumine.	13,09	6,11	
Fer oxydulé. . . .	10,55	2,32	
Mangan. oxydulé.	0,38	»	p. s. = 2,8868.
Chaux.	11,16	3,11	
Magnésie.	9,43	3,66	
Soude (potasse). .	4,92	1,25	

On voit, d'après ces résultats, qu'on peut considérer la lave de Stromboli comme un mélange de 48,18 labrador, 44,91 augite, et 6,91 oxyde magnétique. Si on admettait moins d'oxyde de fer, il faudrait supposer de l'olivine, dont on ne peut reconnaître la présence par l'examen minéralogique de la roche.

En résumé, les recherches précédentes montrent que les dolerites, quelle que soit la forme sous laquelle elles se présentent, ont toujours des caractères constants qui sont, une pesanteur spécifique = 2,8783, et une teneur en silice de 51,01. Sous le rapport de la composition minéralogique, on peut les considérer comme formées d'un mélange de labrador et d'augite, en diverses proportions.

Remarques générales.

Si on cherche à résumer tout ce qui a été dit précédemment, on voit que la série des roches volcaniques offre tous les degrés, depuis les ro-

ches les plus riches en silice jusqu'aux plus pauvres, et qu'on peut d'ailleurs diviser cette série en trois groupes qui sont caractérisés par la teneur en silice des feldspaths qu'ils contiennent. Le tableau suivant donne les moyennes obtenues pour la pesanteur spécifique et la teneur en silice :

	Pes. sp.	Silice.
Porphyre trachytique. .	2,5783	69,46
Trachyte.	2,6821	65,85
Domite.	2,6334	65,50
* Phonolithe	2,5770	57,66
Andésite	2,7032	64,45
* Andésite vitreuse. . . .	2,5851	65,55
Trachytodérite	2,7812	57,66
Dolerite.	2,8613	53,09

On voit que : pour le *dorphyre trachytique*, la teneur en silice est celle de l'*albite*; pour le *trachyte* et l'*andésite*, celle de l'*orthoclase*; pour la *dolerite*, celle du *labrador*. Quant au *trachydolerite*, il est intercalé entre les roches précédentes, comme l'*andésite* et l'*oligoclase* le sont entre l'*albite à potasse* et entre le *labrador*, dans la série des feldspaths; c'est une variété intermédiaire qui sert de passage d'un genre à l'autre,

On peut observer que les pesanteurs spécifiques sont en raison inverse de la teneur en silice, c'est-à-dire que cette dernière diminuant, les pesanteurs spécifiques vont en augmentant; mais il y a cependant des exceptions présentées par le phonolithe et l'andésite vitreuse. Quoi qu'il en soit, la réunion de ces deux caractères de la pesanteur spécifique et de la teneur en silice, jointe à l'observation minéralogique, suffira toujours pour déterminer le genre de la roche volcanique d'une manière précise.

ÉTUDES

historiques et géologiques sur les gîtes métallifères des Calabres et du nord de la Sicile ;

Par M. A. PAILLETTE, Ingénieur civil.

§ 1er. PARTIE HISTORIQUE.

La Sicile, ce pays si vanté par les anciens poëtes qui se sont succédé depuis Homère jusqu'à la chute de l'empire romain, avait tellement attiré l'attention des peuples de tous les rivages méditerranéens, que la connaissance de ses gîtes minéraux pourrait remonter aux époques les plus reculées.

Cependant les naturalistes d'autrefois, qui parlent de ses productions, sont d'un laconisme ou d'un silence si complet à ce sujet, qu'on doit avec juste raison supposer, comme le dit l'abbé Ferrara(1), que les mines métalliques de la Sicile ne furent pas exploitées dans des temps très-reculés.

Diodore, qui avait passé ses jeunes années au centre de l'île, puisqu'il était né à Argira, aujourd'hui San-Filippo d'Argiro, mentionne seulement le trafic des métaux précieux que les Phéniciens faisaient sur les côtes d'Espagne pour les importer en Sicile.

Strabon nous assure que les Carthaginois furent stupéfaits des riches métaux communément employés en Andalousie. Or, ne nous eût-il pas relaté ce même étonnement, s'il en eût été ainsi

(1) Storia naturale della Sicilia che comprende la mineralogia, etc. Catania, 1813.

à l'égard de la Sicile? L'histoire apprend, au contraire, que Gélon fit construire dans Syracuse, au moyen des *dépouilles* des Carthaginois vaincus à la bataille d'Himère, un temple magnifique en l'honneur de Cérès et de Proserpine.

On ne saurait guère admettre non plus, que, durant les guerres terribles qui amenèrent la destruction d'Agrigente (aujourd'hui Girgenti), de Selinunte et d'Himère, sous un Annibal et un Imilcon, les Siciliens des villes les plus florissantes d'alors eussent eu le temps d'exploiter des mines, opération exigeant toujours de la paix et de la tranquillité.

Croit-on, par ces motifs, qu'on eût pu travailler aux environs de Messine, qui fut détruite jusque dans ses fondements vers l'an 397 avant Jésus-Christ? Certes, si des mines eussent été en activité en des lieux où sont actuellement Fondachelli et Novara, Imilcon, qui fut obligé de faire le tour de l'Etna pour rejoindre Syracuse et éviter l'énorme coulée descendant jusqu'à la mer, à l'embouchure du fleuve Onobola, depuis Alcantara, n'eût pas manqué, en séjournant aux environs de Taormina (Tauromenium), de rançonner les mineurs, et les auteurs nous eussent narré ces faits avec de grands détails.

Ce n'est pas au milieu des massacres commis par les Mamertins à Messine, ou pendant les guerres de Pyrrhus, qu'on put songer à ouvrir des travaux souterrains. Plus tard l'intervention des Romains, sous Appius Claudius, bouleversa de rechef tout le nord de la Sicile; au sud, mêmes perturbations sous Amilcar Barca, père du grand Annibal, 243 ans avant Jésus-Christ.

Depuis la deuxième guerre punique jusqu'à nos

jours, la Sicile, ravagée tour à tour par les guerres civiles et les invasions successives des Vandales, des Goths, des Sarrazins, des Normands, des Catalans, des Espagnols et des Français, ne trouva jamais assez de repos pour se livrer à des traitements métallurgiques un peu suivis.

Disons donc avec M. Ferrara, et contrairement à l'essai statistique publié en 1810 par MM. Ortolani et Schmaltz (1), que si les anciens Siciliens furent propriétaires de grandes richesses, ils les durent plutôt au commerce activé par la position de leur île si heureusement située, pour une navigation de transit, entre l'Asie, l'Afrique et l'Europe.

Ce n'est qu'après 1720, lorsque la Sicile fut concédée à l'empereur Charles VI, qu'il faut rechercher des travaux de mines dans l'antique Sicanie. Charles VI envoya à cet effet des mineurs habiles nés dans les contrées minéralogiques d'Allemagne, et on entreprit, vers le mois de février 1728, l'extraction des minéraux que les essais avaient signalés comme des plus riches.

Des manuscrits que j'ai trouvés à Fiumedinisi déclarent que le travail fut délaissé à deux reprises différentes, les premiers directeurs ayant sans doute mal établi leurs comptes de revient, puisque les minerais étaient exportés, doublaient la pointe d'Italie, pour être débarqués sur la rive opposée de la mer Adriatique, et ensuite transportés à Buda, où on les fondait.

La cour de Vienne soupçonnant que l'ingénieur Jean-Antoine Trescier manquait de la pratique nécessaire pour conduire à bonne fin ces travaux,

(1) Palerme, 1810, page 22 et 23.

nomma comme administrateur général le comte Traun, alors gouverneur de la citadelle de Messine, et le personnel en résidence à la mine de Fiumediniai, dite de San Carlo, fut composé des personnes suivantes :

L'ingénieur Trescier ;

Un maître mineur et un maître boiseur (*feumetra*).

Un maître grilleur (*coccitore di minerale a fuoco*).

Deux surveillants du bocard (*molino metallico*) qui broyait le minéral dans douze cases (*mortari*);

Un maître fondeur (*maestro fonditore*), qui fut d'abord un Tyrolien et ensuite un Saxon ;

Un minéralogiste ;

Enfin des mineurs, des officiers et des soldats hongrois.

Trescier éleva des bâtiments pour le bocard et la fonderie; ils étaient situés dans un petit terrain plat, au bord de la rivière et au pied même de la mine.

Ils consistaient en une grande halle nommée Fonderie, sous laquelle se trouvaient trois fourneaux de fusion et trois chambres : l'une pour les essais, l'autre pour le bureau, et la troisième pour emmagasinage du minerai bocardé (*e la terza da tenervi minerale macinato*).

A gauche, on voyait un autre édifice à moitié érigé, qu'on désignait sous le nom de lavoirs (*lavatojo del minerale macinato*), et, tout près, sans toiture, le moulin qui, par le moyen de l'eau et d'une grande roue, élevait onze pilons (*undici pistoni*).

Enfin, une autre petite construction à devan-

ture ouverte servait pour griller (*arrostire o calcinare*), à trois ou quatre feux, une variété de minerai qui ne devait pas être lavée.

Cette usine coûta, avec les essais qu'on y fit, 3,968 florins.

Pressé par sa cour de fournir des produits, l'ingénieur Trescier se plaignit de la difficulté de séparer les métaux dans les mélanges qu'il avait à traiter, et signala sa soufflerie comme mauvaise, son maître fondeur comme peu capable.

On chercha quelques moyens de remédier à cet état de choses; mais il paraît qu'on ne réussit pas complétement, puisque, après trois ans et deux mois, on avait dépensé 21,329 florins.

Il est vrai de dire que les employés supérieurs étaient très-nombreux, et leurs appointements élevés.

La cour de Vienne, voyant qu'elle ne pouvait rien tirer de bon avec le personnel primitif, expédia sur les lieux un métallurgiste réputé excellent praticien, et nommé Jean-Christophe Goetf, qui devait opérer le traitement de tout le minerai, qu'on avait confié à la garde d'un officier (*alfiere*) et de soixante soldats.

En 1732, tous ces minerais furent portés à la citadelle de Messine avec les ustensiles nécessaires à la fonte. On travailla fructueusement jusqu'en 1734, et le trésor obtint, dit-on, un bénéfice de 20 p. %. Mais les manuscrits que j'ai étudiés ne disent pas plus que M. l'abbé Ferrara, si l'on avait tenu compte des dépenses d'extraction, ou bien si ce bénéfice de 20 p. % est un simple chiffre indicatif du rendement en grand des minerais extraits depuis 1728.

Toujours est-il qu'à cette époque (1) on fondit des monnaies à l'effigie de Charles VI, ayant sur le revers le signe de *Trinacrie*, et pour exergue, *funditur ex visceribus meis*.

La guerre qui s'alluma en 1734 entre la France et l'Autriche, à l'occasion de la mort du roi de Pologne, permit à l'infant d'Espagne de tenter la conquête de la Sicile; il fit son entrée à Palerme en 1735, et bientôt, par le traité de Vienne, il fut appelé à la couronne de Sicile et de Naples, sous le nom de Charles III.

Ce prince, désireux de faire fleurir son royaume, ordonna la reprise des mines en l'an 1747, sous la direction générale de Don Melchior de Léon, lequel devait être aidé par l'intendant Hoffman. Dans la même année, Don Melchior de Léon, agissant au nom du roi, rendit plusieurs ordonnances curieuses, relatives aux mines, et on nomma Don Giov. Domenico di Giovani administrateur pour la localité de Fiumedinisi. L'ordre suprême de lui obéir fut signifié, sous peine de mille ducats d'amende.

On voit, par les archives de la famille Parisi, que l'intendant Hoffman, qui était le véritable homme de science de l'affaire, s'occupait activement de recherches de mines pendant l'année 1748.

C'est au mois de septembre de la même année qu'on fit venir de Venise une compagnie de Saxons destinés à ouvrir les travaux nécessaires.

En 1749, Hoffman mourut, et l'on voulut travailler avec tant d'économie, en concédant une

(1) Saggio sopra i minerali, ecc., del signor Ortolani. L'ouvrage précité de l'abbé Ferrara, pag. 108.

partie des mines à des sociétés connues sous le nom de partitaires (*partitari*), surveillées par un agent de l'État, qu'on n'obtint que des résultats à peu près négatifs.

De nombreuses ordonnances sont rendues, à cette époque, par Don Melchior de Léon. Il y en a une du 28 août, qui déclare Pietro Pantilla, et Don Antonio-Basilio de Pagliara, chercheurs de mines autorisés.

On songea alors à prendre les choses en grand et sur un pied vraiment royal. On fit venir d'Allemagne plus de soixante minéralogistes ou métallurgistes, et le nombre total des employés s'éleva à près de six cents, c'est-à-dire que, d'après les états qui existent encore entre les mains de diverses personnes, les surveillants étaient plus nombreux que les ouvriers. La paye annuelle s'élevait à 2466 onces et 20 tarins, ou 32,042 fr. 4 c.

Les mines indiquées comme existant dans le territoire de Fiumedinisi, par le rapport de Don Giov. Domenico di Giovani, en novembre 1749, sont au nombre de dix-huit, dont plusieurs nous ont toujours paru avoir une existence douteuse. Le même rapport indique une mine de mercure abondante, et des mines d'étain dans plusieurs territoires, notamment ceux de Trapani et de Termini.

Comme fait historique, j'inscris ici le nom de ces mines du territoire de Fiumedinisi, et je rapporte celles supposées à Novara.

Mines de cuivre et argent.

N° 1. Celle de la contrée de San-Carlo.

On y distinguait les galeries ou indications suivantes provenant des premiers travaux : Galerie

du milieu; — galerie vers le couchant; — galerie de l'Espérance; —du fond du puits; — indice de veine transversale; — veine transversale vers le couchant; — galerie sur la veine de l'occident; — fausse veine avec quartz enfumé (*pietra neva fuocale*); — veine d'en bas sous le puits; — galerie inférieure; — puis une autre dont l'expression est illisible.

N° 2. Mine de la contrée Dodimena.
N° 3. *id.* Mania.
N° 4. Celle indiquée comme très-riche dans la contrée de l'Intiera, nommée plus tard Santa-Amalia, du nom de la reine.
N° 5. La mine de la contrada Vacca.
N° 6. *id.* Zilli.
N° 7. *id.* Moneti.
N° 8. *id.* Paterniti.
N° 9. *id.* Nicandro.
N° 10. *id.* Romana.
N° 11. *id.* Caloro.

Mines de cuivre non argentifère.

N° 12. Celle de la contrée Lo Palío.
N° 13. *id.* Reitana.

Mines de plomb et argent.

N° 14. Celle de Santa-Catherina.
N° 15. *id.* de l'Annunziata.
N° 16. *id.* de la Contrada Tripi territoire d'Ali.

Mines d'autres métaux.

N° 17. De différents métaux mélangés à Fossa di Mazza.

N° 18. Mine d'antimoine, dans la contrée de l'Intiera, déja nommée.

Hoffman avait laissé sur celles de Novara la note suivante :

N° 1. Riche mine de plomb, sur le terrain dit Trefontane.

N° 2. Autre mine de plomb, avec un peu de cuivre, à Fontana di Fiore.

N° 3. Mine de plomb à la montagne de l'Argentiera.

N° 4. Autre mine de plomb dans la contrada Rajo.

N° 5. *id.* à la contrada Scarcagno.

N° 6. *id.* à la contrada Pirajnazzo.

N° 7. *id.* à la contrada Collobassa.

N° 8. Mine de Vitriola Rocca di Cane.

N° 9. Même minéral à Roche-Strette.

N° 10. Mine de plomb à Valanche degli Scoglietti.

L'énorme état-major qui fut organisé se dispersa dans les environs de Fiumedinisi, en Calabre, près de Reggio, et du côté de Stylo. On envoya également des mineurs partout où l'on découvrit des traces de minerai.

Il porta ses investigations jusque du côté de Longobucco, dans la Calabre citérieure, sur plusieurs points où l'on découvrit d'anciens travaux et un reste de vieille fonderie provenant sans nul doute, comme le dit encore la chronique des lieux, des opérations des Autrichiens commandés alors par un nommé Crull ou Cruller.

On travailla plusieurs années, ainsi que le prouve un plan signé Giov. de Fuchs, inspecteur général,

et qui présente un relevé des travaux de la mine de San-Carlo, à Fiumdinisi.

De nombreux ateliers furent ouverts, des fonderies élevées.

Je n'ai pu parvenir à savoir quel avait été le produit en plomb, cuivre et argent, durant cette période; mais il paraît à peu près certain qu'on n'extrayait pas annuellement 8,000 quintaux siciliens (ou 6,349 quintaux métriques) de matières à fondre.

Comme on s'était déjà aperçu, vers l'an 1753, que les travaux conduits par les étrangers revenaient à des prix exagérés, on envoya en Allemagne, pour s'y former, quelques Siciliens qui, à ce qu'il paraît, n'étaient pas de premier mérite, puisque M. Ferrara dit que le choix ne fut pas convenable (1).

En 1759, le roi, convaincu qu'on avait suivi un mauvais système, effrayé surtout d'une dépense qu'on évalue à 167,000 onces ou 2,171,530 francs, demanda un nouveau projet général à des personnes habiles et expérimentées. Mais son élévation d'infant au trône d'Espagne contraignit la régence à tout délaisser et à louer mines et usines à de nouveaux partitaires, parmi lesquels se trouvait un homme très-riche de Fiumedinisi, ayant nom Olivo. Malgré le bas prix du fermage, 4 p. $\frac{0}{0}$ des bénéfices nets, Olivo et ses associés, après des travaux assez bien dirigés, malheureusement sans résultats avantageux, furent obligés de laisser vendre leurs biens par autorité de justice, et leurs descendants sont aujourd'hui dans la misère.

Quelques-uns de ces détails qui étaient peu connus, et l'importance que les Siciliens atta-

(1) Ouvrage déjà cité, page 110 « Ma la scelta diesse disgraziata. »

chaient à leurs mines, importance signalée, répétée dans plusieurs ouvrages, même dans celui de l'abbé Ferrara(1), déterminèrent, il y a trois ans, une compagnie puissante à reprendre les anciennes mines de Sicile et celles qui pouvaient exister aussi dans les contrées voisines de la Calabre. Le peu de résultats qui provinrent des premières attaques amenèrent les principaux actionnaires à envoyer sur les lieux une commission à la tête de laquelle se trouvait M. l'ingénieur en chef Juncker; c'est avec lui que j'ai parcouru les principaux gisements, et c'est sous ses ordres qu'ont été continuées, pendant les neuf autres mois que j'ai encore passés seul en Sicile, les recherches de toute espèce qui devaient éclairer la société.

Nous ne pûmes, à priori, nous procurer les documents qui m'ont servi à tracer les lignes qui précèdent; mais peu à peu nous avons retrouvé les pièces les plus importantes, les manuscrits les plus positifs, et nous avons été en position de vérifier sur les lieux la réalité de leur contenu.

Voici les documents les plus importants qu'on possédait dans le pays :

Tableau des mines métalliques déjà travaillées ou seulement découvertes et qui peuvent être attaquées.

LIEUX.	DISTANCE au sud de Messine.	NOMBRE.
Aux territoires de Fiumedinisi et d'Ali.	22 milles.	26 mines.
Sur celui de Mandanixi.	30	2
Id. de Savoca.	32	7
Id. de Limina.	25	6
Id. de Forza d'Agra.	26	1
Id. de Taormina.	30	1
de Francavilla.	47	2
	au nord de Messine.	
Dans la commune de Castroriale. . .	40	2
Dans celle de Fondachelli de Noara. .	46	16

(1) Ouvrage déjà cité, page 111.

Résultats des essais faits sur les minerais provenant des différents chantiers des mines de San-Carlo en Fiumedinisi et de celles de Fondachelli de Noara.

	TENEUR AU QUINTAL (1)	
	Argent.	Cuivre.
MINE DE SAN-CARLO.	Onces.	Rotoli.
Minerai en morceaux provenant vraisemblablement du triage de la galerie de l'eau. . .	8	35
Farine (probablement schlich) de 1re qualité.	14	41
Id. *Id.* de 2e qualité.	4	17
Minerai d'une autre galerie de l'eau.	8	28
Farine de première qualité.	8½	33
Id. de seconde qualité.	3	14
Pierre à bocard (*pietra di molino*)	2	8
Minerai de la 3e galerie de l'eau, en morceaux.	5	18
Minerai de la galerie de la barraque, en morceaux.	4	21
Minerai de la Fosse.	5	25
Minerai de la galerie nouvelle, en morceaux. .	7	29
Minerai de la galerie de l'Olivier, filon superficiel.	1½	9
MINE DE FONDACHELLI DE NOARA.		
Galerie de Spucches, en morceaux de 1re qualité.	12	26
Id. en farine de 1re qualité. .	9	21
Id. *Id.* de 2e qualité. .	4	15
Galerie de San-Luiggi, en morceaux de 1re qualité.	18	41
Id. en farine.	12	32
Galerie de Santa-Amalia, en morceaux de première qualité. . .	16	28
Id. en farine de première qualité. .	13	31
Id. en morceaux de seconde qualité.	6	17
Id. en farine de seconde qualité. . .	4	16

Le minerai de plomb, extrait de la galerie de San-Giuseppe, rendait en morceaux et en farine de première qualité 65 p. % de plomb; et 3 rotoli

(1) Le quintal sicilien dont il est ici question, qui vaut en kilogrammes 79,37, se divise en 100 rotoli, et chaque rotolo en 30 onces, d'où l'once =26,45 grammes.

d'argent. Les morceaux de seconde qualité renfermaient 57 p $\frac{o}{o}$ et 1 rotolo d'argent.

A ces notes, il faut joindre un certain nombre de plans de mines n'ayant pas été repérés, à des points facilement reconnaissables ou non susceptibles de déplacement, puis des échantillons apportés par des paysans, comme trouvés en place ou roulés dans les ruisseaux.

Quant aux mines de Calabre, ce qu'on en connaissait était si peu de chose qu'on pouvait véritablement se considérer comme dans une ignorance complète. On savait seulement qu'elles avaient été travaillées, et que le minerai produit ne pouvait avoir été traité que dans les fonderies de Reggio et de Stylo.

Puisque je parle de fonderies, je vais indiquer sommairement la composition de celles que j'ai pu visiter, dont j'ai trouvé les ruines, et que j'ai restaurées par le dessin avec les documents anciens.

J'ai déjà donné des notes sur celle bâtie par Trescier ; voyons ce qu'était l'usine qu'on désigne encore aujourd'hui à Limina sous le nom de fonderie des Partitaires, et qui fut construite vers l'an 1749.

Fonderie des Partitaires ou de Limina.

Ces mines sont situées dans un vallon presque impraticable, même pour des mulets, à plus de deux heures au nord de Limina, sur le cours du ruisseau septentrional qui vient se jeter dans le Fiume d'Agro, non loin d'Antillo. Les bâtiments, construits grossièrement en moellons, devaient être divisés en trois chambres, dans l'une desquelles se trouvait un fourneau à manche ayant

exactement la forme des paras espagnoles, et, comme elles, bâties en pierres communes.

Une autre chambre renfermait un petit fourneau de coupelle (forme allemande).

Enfin, la troisième pièce servait probablement aux essais, si on peut se permettre de porter un avis d'après ce qui reste.

Derrière ou à côté quelques magasins.

Un peu plus loin, des piliers de maçonnerie alignés semblent indiquer des cases de grillage, ou peut-être un lavoir; car il existe des traces de sables de lavage dans le champ qui sépare cet endroit de la fonderie.

Un aqueduc prenait les eaux à deux cents mètres environ en amont de l'usine, près des orifices des mines dites de Mangiameli, et les versait très-probablement sur une roue qui mettait en mouvement les soufflets et le bocard.

Fonderie de Fiumedinisi.

Lorsqu'on conçut le projet de reprendre en grand toutes les mines qui avaient été entamées du temps de Charles VI, la fonderie de Trescier parut trop petite. On s'en servit comme d'ateliers de préparation mécanique, ou de logements, et on fonda, vers le bas de la rivière, non loin des bord de la mer, un établissement assez complet, organisé de la manière suivante :

Au centre, un grand bâtiment carré de 13 cannes environ de côté ($27^m.42$), flanqué à l'est de deux édifices, dont l'un servait au forgeron qui réparait les outils, et l'autre de magasins;

Au nord et à l'ouest, deux cours pour les grillages entre trois murs.

On avait établi, dans le voisinage, une habita-

tion pour les maîtres fondeurs, et un atelier dans lequel les restes de deux fourneaux à réverbère à sole plate semblent indiquer qu'il était consacré à terminer le grillage ébauché dans les cases ou à opérer celui des schlichs.

Ce dernier but est le plus probable, puisque nous n'avons pas trouvé, dans les tas abandonnés, à demi grillés, autre chose que des minerais de triage.

Un grand aqueduc, prenant les eaux du moulin d'Alcontres, les amenait sur une roue hydraulique située au milieu de la fonderie. Celle-ci faisait mouvoir les quatre soufflets de deux fourneaux à manche de moyenne hauteur, et soulevait en même temps les pilons d'un bocard à sec, pour les minerais grillés.

Un fourneau d'affinage, et deux très-petits fourneaux à manche pour essai, complétaient, avec un laboratoire et des bureaux, l'ensemble de cet atelier métallurgique, où, comme tout tend à le prouver, on ne fondit jamais de grandes quantités de minerai.

Aujourd'hui, quoiqu'on puisse distinguer encore les différentes parties dont je viens de parler, on ne trouve plus que des constructions profondément altérées, placées au milieu d'une grande plantation de citronniers, qui sont arrosés par les mêmes eaux, qui jadis mettaient en mouvement tous les engins. Les scories sont entraînées chaque année par des débordements plus ou moins forts de la rivière, ou enterrées sous les sables et les graviers qu'elle charrie.

Fonderie royale de Calabre.

La fonderie royale de Calabre, près Reggio,

était alimentée par les diverses mines des environs, dont l'une, celle de Regali, avait un bocard et un petit atelier de préparation mécanique. Elle fut construite avec un luxe tout royal. Et pourtant il n'en reste plus aujourd'hui que des traces, abîmée qu'elle fut par les inondations terribles et les ensablements qui suivirent le fameux tremblement de terre de 1783.

On y avait établi, près du logement des maîtres fondeurs et des principaux ouvriers, une belle église, avec habitation pour le desservant, ainsi qu'un grand laboratoire.

Deux bâtiments accolés, formant une longueur de 19 cannes (40^m,071) sur 10 cannes (21^m,09) de largeur, contenaient les fourneaux à manche et d'affinage dont les soufflets étaient mus par deux roues hydrauliques;

Un bocard avec des lavoirs se voyait entre le laboratoire et la fonderie;

A une petite distance de celui-ci, un appareil de grillage en deux fourneaux à six cases chacun;

Plus haut, un magasin;

En dehors de la fonderie, vers le sud, une forge et une halle à charbon, et, dans le voisinage, quatre fours à sole plate réunis deux à deux dans des bâtiments séparés pour achever le grillage des morceaux provenant des cases et opérer celui des farines ou schlichs.

Après avoir donné tous ces détails, je vais, dans le paragraphe suivant, tracer le résumé des études faites par M. l'ingénieur en chef Juncker et par moi, afin de porter à la connaissance des mineurs et des industriels ces gîtes si bizarres qui, à tant de reprises différentes, ont été cause de dépenses considérables.

§ 2. PARTIE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALOGIQUE.

La portion de la chaîne des Apennins, qui se détache de la masse générale pour dessiner le relief de la pointe d'Italie, forme, avec la ligne N. S., un premier angle de 26° à l'est, depuis Monte-Coppari, jusqu'à Passa del Mercante, entre Agnana et Casal-Nuovo, puis un deuxième angle de 30° à 32° jusqu'au centre d'Aspromonte.

Elle est donc, à très-peu de chose près, parallèle à l'axe des montagnes Péloriennes, depuis le Faro, jusqu'à Monte-Scudéri, montagnes qui n'en sont, du reste, séparées que par cette espèce de grande vallée désignée sous le nom de détroit ou canal de Messine. Au delà, l'angle de celle-ci s'ouvre et l'orientement s'approche sensiblement de N. 35° à 40° E., depuis Monte-Ressimano, jusqu'à Pizzo Bonavi, au-dessus de Noara. Plus loin les monts Pelores se relient à d'autres élévations marchant derrière l'Etna de l'orient à l'occident, et qu'on nomme dans le pays Montagnes de Caronia. La composition minéralogique du système d'Aspromonte et des Pelores se trouve exactement la même. Des granites, des gneiss et des micaschistes, telles sont les roches qui se dessinent de la manière la plus remarquable et la plus continue comme centre ou plutôt comme masse centrale de ces chaînes.

Le granite, en général à gros grains et à grains moyens, peut offrir une série d'états infiniment variés; souvent on le trouve compacte et tenace (*Grotteria; Mammola; hauteurs de Casal-Nuovo; dans l'Aspro-Monte, etc.*), tandis qu'il occupe des espaces très-étendus (*environ de Monte-Coppari; Simbario; Spaiola; la Serra*), où il est

si décomposé que tous les éléments sont charriés par les eaux pluviales, formant de véritables boues granitiques, et fournit, du côté de Monte-Leone, une variété de kaolin, employée comme terre réfractaire à l'usine de la Mongiana.

Son mica est le plus généralement verdâtre, cependant il n'est pas très-rare d'en rencontrer quelquefois de blanc argentin ou de noirâtre (*Monte-Petillo Calabre*, *et les alentours de la butte du Télégraphe, près Messine*).

Quelquefois il présente les caractères d'un véritable weistein, par une surabondance de feldspath, comme près de Bagnara en Calabre, et près de l'Aquadimele dans les Pelores, au-dessus de Fiumedinisi, etc., mais il prend aussi le faciès le mieux défini de la protogine, lorsque le talc abonde et que les éléments ont une tendance à la structure feuilletée.

Les caractères précédents qui sont les plus généraux ne peuvent pourtant être pris d'une manière absolue. On voit, en effet, pour peu qu'on étudie avec soin les grandes tranchées qu'a nécessitées la route de Reggio et les ravins qui sillonnent les buttes de Saint-Michel et du Télégraphe, près de Messine, qu'un granite plus ancien, plus foncé en couleur, avec des couches de gneiss ou de gneiss granitoïde (*fig.* 1, *Pl. XI*), a dû être dérangé par un granite plus blanchâtre, plus feldspathique qui forme dans les premiers de longs sillons, amas ou nodules réunis assez souvent entre eux par des linéaments feldspathiques.

Ce groupe granitique qui renferme d'énormes amas de talc granulaire ou compacte à Monte-Petrona en Aspro-Monte, ainsi qu'aux environs de la Mongiana, en a pénétré souvent les gneiss et

les schistes qui l'environnent ou qui s'y trouvent enclavés. Aussi les terrains de transition qui succèdent immédiatement sont-ils des terrains de schistes talqueux ou de schistes argileux passant aux schistes talqueux.

Les roches porphyriques de l'assemblage que je décris ne sont pas communes. Il n'y a de très-bien caractérisé que celui du vallon Ammanola, près Grotteria. Il est formé d'une pâte de quartz et de prismes hexagonaux de mica vert.

Peut-être doit-on ranger dans la même classe la roche d'Amphibole et de calcaire près Casal-Nuove, et que nous avons appelé porphyre granitoïde de la contrada Prestarona, entre Gerace et Agnana. Je n'affirmerai pas non plus que l'association de l'amphibole et de feldspath qu'on voit au sommet d'Aspro-Monte ne soit indépendante des granites.

Parmi les gneiss et les mica-schistes qui pourraient fort bien n'être que la base du système Cambrien modifié, existent quelques couches assez mal définies de calcaire grisâtre. M. Juncker et moi en avons observé un exemple non équivoque en passant de Valanidi à Bagalini. Il s'en présente aussi un autre gisement à Santa-Maria del Polsi en Aspro-Monte.

Ces gneis et ces micaschistes dominent et doivent être étudiés en Calabre sur le versant méridional d'Aspro-Monte du côté de Bova, où ils se développent par lambeaux jusqu'à la mer; et en Sicile depuis les hauteurs de Fiumedinisi jusqu'à Santa-Lucia, ainsi qu'à droite et à gauche de cette dernière grande ligne.

Au surplus, et pour ce qui concerne la Calabre, les personnes qui voudront avoir une idée mieux

développée des roches anciennes, pourront consulter les observations de Savarèse, Ramondini et Mélógrati, publiées à Naples en 1823.

A. *Gites métallifères de la Sicile.*

N° 1. Le premier gisement connu, au delà du Faro, est celui de San-Michele, près Messine. Il est peu distant du point de jonction des roches modernes, et on y arrive en remontant la fiumara du même nom et en passant sur les gneiss qui existent sur la rive gauche. Ces couches de gneiss, en général très-contournées, renferment, dans leur intérieur, des nœuds ou amas d'éléments granitiques; ils emprisonnent aussi des veines ou nids de quartz laiteux et d'une autre roche quartzeuse verdâtre, comme altérée, qui répand une odeur d'ail prononcée sous le choc du marteau.

Les travaux entamés ont presque toujours été commencés sur un affleurement d'une roche feldspathique en décomposition. Tantôt on a procédé par tranchées ouvertes, et tantôt par des galeries qui avaient pour but de recueillir un minerai plomb (galène à grains moyens ou à grains d'acier) qui gisait en blocs quelquefois alignés, mais souvent aussi marchant dans des directions variées.

La galerie qui montre le plus de travaux coordonnés, c'est-à-dire un allongement notable, une traverse, un puits et une cheminée en montant, semble présenter la veine minérale comme ayant direction S. 60° E., tantôt au-dessus, tantôt au-dessous de l'est-ouest magnétique.

L'alignement qui précède est le plus commun de ceux qu'on peut reconnaître dans les couches de gneiss avoisinantes.

Le minerai, comme je viens de le dire plus haut, ne se suit ni en direction ni en inclinaison : il est engagé dans du quartz grisâtre ou plutôt les amandes de quartz sont environnées de minerai qui les a quelque peu pénétrées. Le mur est surtout caractérisé par une veine d'argile bleue s'inclinant, comme la masse minérale qui n'a rien de régulier, tant s'en faut. On peut pourtant affirmer qu'il y a un faible pendage vers le nord. La roche feldspathique qui définit ce gîte affleure encore vers l'est, et il est probable, d'après l'examen des travaux, qu'elle serait métallifère dans cette direction, comme elle l'a été vers le centre. Elle se dirige aussi vers l'ouest. On y a trouvé quelques morceaux de galène. Des deux côtés la roche feldspathique et par conséquent le gîte paraissent se terminer en coin.

L'étude des localités ayant prouvé le peu de suite de ce gisement et la teneur de la galène, le peu de profit qu'on devait en espérer, on a abandonné les travaux, après avoir extrait une certaine quantité de minérai qui a produit en schlich trente-quatre mille kilogrammes. Les matières à traiter étaient descendues du haut de la montagne, au moyen de longues cordes tendues qui franchissaient les ravins, vers un petit atelier de préparation mécanique où étaient établis une grosse casserie à la masse plate, deux cribles à bascule et deux tables à laver à l'anglaise avec quelques réservoirs pour les schlamms.

Les recherches de San-Michele n'ont rien fourni de remarquable, si ce n'est la rencontre de quelques trous ou petites excavations que les uns font remonter à l'occupation anglaise, les autres à quelques grapillages exécutés par les nombreux

potiers qui voulaient se procurer de l'alquifoux.

N° 2. Les granites, souvent à gros grains de feldspath affleurant à San-Lucia, sont recouverts de gneiss et de micaschistes qui avancent obliquement sous des calottes de calcaire modifié entre Castroreale et Baffia.

Le micaschiste dur et noirâtre qu'on observe au confluent d'un ruisseau avec la fiumara de Fondachelli, au bout du chemin qui conduit de Castroreale au petit village dont la rivière emprunte le nom, se relie aux roches de même nature désignées précédemment, comme aussi à celles qui sont voisines des granites entre San-Marco et Milici, de Monte-Russa, des buttes de Tripi, etc.

C'est par-dessus que s'appuient, sous des angles extrêmement variables et en surfaces presque toujours contournées, les schistes talqueux et argilo-talqueux des environs de Noara et de Pondachelli.

Ceux des alentours de Baffia ont exactement les mêmes caractères.

Les veines sans suite dites de Castroreale ou de Baffia avec direction du nord-ouest au sud-est n'ont fourni que de la galène à moyennes facettes assez pauvre en argent et engagée dans un quartz hyalin très-dur, mélangé de pyrite de fer. Quelques morceaux pris par les paysans dans les déblais étaient environnés de spath calcaire. La teneur n'ayant pas paru suffisante, on s'est abstenu de rouvrir des galeries qui, d'après les apparences et les vieux plans, ont toujours dû être pauvres.

N° 3. Si les minerais trouvés à Castroreale étaient peu riches, en revanche les premières ga-

lènes recueillies à Novara étaient à des teneurs fort élevées : on peut en juger par les essais.

J'ai cherché, en traçant la direction des couches sur le petit plan (*fig.* 2), à faire comprendre leur variabilité autour du point désigné sous le nom d'Argentiera Contrada Casciandra.

Les couches de schistes talqueux contiennent, dans leurs plans, une grande quantité de nodules allongés ou de veines de quartz laiteux. Souvent ce quartz est mélangé de fer carbonaté spathique, et c'est alors qu'il renferme des métaux sulfurés, galène, blende et cuivre pyriteux. Les filets suivis par la galerie d'écoulement, par les travaux anciens au niveau du puits et par les galeries d'allongement au fond de ce même puits, ont été absolument sans suite et comme de véritables nœuds métalliques, toujours dans le plan de couches ondulées.

On peut juger de la variété des ondulations par les rapports suivants. Les schistes talqueux dirigés du S. E. au N. O., passent, un peu plus loin, à N.E. S.O., avec une pente rapide de 75° au sud-est. Entre le puits et la galerie des Anciens, il y a des terrains presque horizontaux, tandis que sur la rive droite de la Fiumara, des schistes pyritocarburés en décomposition dessinent des murs à peu près verticaux qui sont bien dans les plans des couches.

N° 4. Les roches schisteuses, plus solides à la base de la montagne sous Noara, montrent, au contraire, une grande tendance à la décomposition dans le ravin de Figarella et au milieu des champs de cette contrée. La roche perd même souvent sa consistance et s'affaisse sur elle-même, le long des pentes, en produisant, après les pluies, de grands cirques d'éboulement, l'un des phéno-

mènes géologiques les plus curieux de ces contrées.

Figarella, qui porte aussi le nom de Senovento ou Contrada Santissima Maria de la Concezione, ne nous a jamais offert que des rognons assez gros, mais sans suite, de galène, de blende et de cuivre pyriteux, engagés dans un quartz mêlé de spath brunissant, au milieu d'un talc-schiste éminemment ébouleux. Le dessin (*fig.* 3) en montre un exemple. On y a trouvé les traces d'une vieille galerie, de sorte que tout tend à faire croire que ce lieu est bien celui appelé par les anciens Santa Maria di Novara et dont le dessin (*fig.* 4) donne le plan avec indication des veinules rencontrées.

Les grandes pluies qui ont commencé le 26 novembre 1840 ayant détruit tous les travaux, on ne jugea pas convenable de faire reprendre des ouvrages ayant aussi peu d'avenir par l'irrégularité du gîte et destinés à être si dispendieux sous le rapport des boisages.

On a extrait une certaine quantité de matières minérales qui a fourni en minerai de choix environ dix neuf mille deux cents kilogrammes.

N° 5. Quelque temps après mon arrivée dans l'île, on me signala au sud-ouest de Noara, du côté de Vallebona, une ancienne attaque nommée Mandrazzo, dont l'orifice se trouvait au pied des hautes montagnes de Pizzo Bonari dans une contrée absolument déserte et dépourvue de toute végétation. La vieille tentative a été faite sur deux petites veines de quartz avec fer carbonaté contenant des mouches de galène et de cuivre pyriteux. Les schistes talqueux brouillés dans lesquels étaient renfermées les substances minérales en si petite quantité que deux ouvriers n'ont pu me procurer de quoi faire un essai, ont pour direction approxi-

mative E. O. ou S. 70° E. avec pente de 30° à 35° au nord et au nord-est. Ainsi que tous leurs analogues d'alentour, ces schistes se décomposent et coulent en talus. Cette circonstance, jointe aux difficultés des abords, puisqu'il faudrait apporter le bois à dos d'homme, m'ont toujours empêché de comprendre comment on avait pu jadis se hasarder à opérer des recherches dans une semblable localité.

N° 6. Les anciens avaient ouvert de nombreux chantiers sur les veines qui sillonnent les schistes talqueux de la contrée de Fondachelli, sans doute parce que la plupart des jamesonites et bournonites de ces localités étaient fort riches en argent. La plus rapprochée de Noara était celle dite de Santa-Amalia où deux galeries et un puits avaient donné connaissance d'un minerai très-argentifère. Complétement anéantie par la descente de la montagne, cette mine n'a pas été reprise, mais on a attaqué une autre veine ayant direction S.O.N.E. presque verticale, offrant un mélange de bournonite, jamesonite et cuivre pyriteux engagés dans du fer carbonaté. Après cinquante mètres de galerie dans un terrain presque coulant, on a pu savoir, soit par les travaux en allongement, soit par les traverses, que les minerais ne se trouvaient qu'en rognons épars au milieu des schistes talqueux.

N° 7. Spucia ou Spucy, travail entamé presque à la même hauteur, mais à une demi-lieue vers le sud, a offert une veinule des mêmes minéraux que Santa-Amalia, associés de plus à l'antimoine sulfuré et à la galène antimoniale. Trente-trois mètres de galerie en allongement par N. 40° E., neuf mètres de traverse N. S. et quelques mètres en sens divers joints à de nombreuses tranchées de surface, ont amené aux mêmes conclusions que pour Santa-Amalia.

N° 8. C'est non loin et presque exactement à moitié chemin entre les deux mines précédentes qu'existaient sur le revers de Francavilla et presque à l'arète culminante de la montagne, les deux tentatives signalées dans cette commune. Elles ont pour but de reconnaître deux petits gîtes irréguliers de bournonite avec cuivre pyriteux, fer carbonaté et quartz paraissant, ainsi que tous ceux dont je viens de parler, au milieu des plans ou feuillets d'un schiste talqueux très-ébouleux.

N° 9. Au pied des montagnes qui renferment les gîtes ci-dessus et sur le troisième angle d'un triangle dont la ligne de Santa-Amalia à Spucia serait la base, fut ouverte, près la contrée dite Serro dell' Argentiera, la fameuse mine de San-Luiggi de Fondachelli. Elle jouissait, dans le pays, d'une si haute réputation de richesse, qu'on a déblayé tout l'étage inférieur du plan (*fig.* 5). On ne trouve partout que de misérables veinules ou rognons de bournonite et de jamesonite très-argentifères, il est vrai, mais sans suite et engagés avec le cuivre pyriteux et le fer carbonaté dans les schistes. Pour acquérir plus de certitude, on entama, sur un bel affleurement, une nouvelle galerie qui fut suivie sur six mètres de longueur avec direction S 15.° E., durant lesquels on n'a pas même extrait quatre kilogrammes de minerai. Un autre affleurement, direction S. 70° E., sur la rive droite du ruisseau et presque en face San Luiggi n'a pas donné de résultat plus favorable.

N°s 10 et 11. Les anciennes mines de San-Matteo (cuivre pyriteux) et San-Giuseppe (galène), voisines du village de Fondachelli, déblayées et examinées avec soin, n'ont, comme les autres, pu fournir que des rognons plus ou

moins volumineux, toujours sans régularité et s'étendant, sous forme de lentilles, dans les plans des couches du talc-schiste.

La direction suivie à San-Matteo marchait du levant à l'occident, à très-peu de chose près, tandis que les attaques de San-Giuseppe qui s'avançaient de N.E. à S.O. ont reconnu des filets minéraux s'allongeant du sud-est au nord-ouest

N° 12. Les mineurs du roi Charles III ont exécuté sur un amas puissant de baryte sulfatée affleurant au milieu des schistes argileux de la Contrada Sajta, 43 mètres de galeries d'allongement ayant direction S. 75° E. et S. 65° à 70° E., au bout desquelles toute trace de baryte avait disparu et où l'on voyait des schistes un peu brouillés ou allant N. S. magn. Pour reconnaître une autre trace de minerai, ils ont pris dans la galerie précédente une autre oblique de 8^m,65, ayant direction N. S. Ces alignements avec pendages plus ou moins prononcés sont aussi ceux des veines exploitées, veines dans lesquelles on n'a jamais pu recueillir assez de galène pour en faire un essai. Les autres substances également très-disséminées se composaient de blende et de pyrite cuivreuse.

N° 13. Il est à peu près inutile de parler des rognons de sulfure de plomb avec pyrite de fer, de cuivre et blende unis au quartz qui furent trouvés parfois en blocs assez gros et jamais suivis aux localités dites Trazziera, Collabassa, San Giorgio, Petrazzo, Vallanche degli Scoglietti, Fontana di fiore, Scarcagno, etc., etc., pas plus que dans celles de Trefontane ou Spucia et Pirajnazzo ou San Giuseppe, toutes localités environnant Fondachelli.

N°s 14, 15 et 16. Si l'on quitte ce hameau pour aller à Limina, surtout vers la fonderie des

Partitaires et les mines de Mangiaméli, on parcourt une série schisteuse, mais de schistes plus franchement argileux, recouverts en quelques points de conglomérats que je considère comme appartenant au terrain crétacé ou à la base du terrain tertiaire. Beaucoup de recherches ont été faites et sont encore connues sous les noms de Mangiaméli, Buccolo et San-Paolo. La galerie de Mangiaméli, distinguée aussi sous le nom de Saint-Jean-Baptiste, n'a pas fourni de meilleurs résultats que les autres qui ont été du reste poussées peu avant. La galène, pauvre en argent, y était trop disséminée, de même que le cuivre pyriteux. Outre ces inconvénients, les contrées dénommées sont éloignées de tout, presque inabordables et en grande partie déboisées.

N[os] 17 et 18. Plus près du village de Limina, on travailla, à la même époque, sur des veines est-ouest dont deux se trouvaient sur le territoire de la chapelle San-Filippo, tandis que les autres avaient été baptisées du nom de la reine Amalia.

N[os] 19 et 20. M. l'ingénieur en chef Juncker et moi avons examiné d'autres veinules de galène gisant dans les schistes talqueux sans consistance du sol de Rocca-Fiorita, comme aussi dans ceux de la contrada Crapanara ou Trapanara. La direction de la bande mince de galène qu'on observait dans cette localité au 19 octobre 1840 avait aussi direction E. O et pente 45° N.

N[os] 21 et 22. Considérant toujours Fondachelli comme centre d'excursions, on peut se porter facilement sur Antillo et le revers de Mandanici, en passant par Perso del Pilière ou Rocca di Paolo, par Castelletto et de là par Foli Pozzo. Toutes ces contrées sont formées de schistes talqueux ou argi-

leux presque toujours extrêmement plissés sur une petite ou sur une grande échelle, de sorte qu'il est véritablement impossible de saisir des orientements généraux. Le quartz métallifère forme de temps à autre des feuillets si continus avec ceux des schistes qu'ils en suivent toutes les sinuosités et les dessinent en festons dentelés.

Pizzo di Polo est le centre de roches pyroïdes contre lesquelles s'appuie le groupe schisteux qu'on voit encore s'étendre au loin et qu'on suit sans interruption jusqu'à Antillo et très au delà. De temps à autre seulement des bancs de schistes graphiteux interrompent une uniformité désespérante pour le géologue qui parcourt ces pays déserts. Les deux galeries anciennes sont situées dans la Contrada delle Grotte, au territoire Paolo Civo; elles ont eu pour objet la recherche de quelques rares rognons de cuivre pyriteux qui devaient avoir à peu près la direction N.E.S.O., si l'on en juge par celle des galeries.

D'après un respectable ecclésiastique, très-âgé, qui tenait ces documents de son père, il paraîtrait qu'on a tiré une certaine quantité de galène de la Contrada Sperone, voisine aussi du village d'Antillo. Aujourd'hui toute la montagne s'est affaissée. De ces parages, jusqu'à son embouchure, le Fiume d'Agro présente des études fort intéressantes de dislocations et d'atterrissements. On rencontre aussi deux exemples de véritables grauwackes alternant avec les schistes, l'une derrière le moulin del Ponte, l'autre sous l'ancienne abbaye ruinée.

N° 23. Rocca Lumera connu depuis longtemps en Sicile pour les mines d'Alun (1) renferme

(1) Le minerai d'alun de Rocca-Lumera, analysé par

aussi, vers le nord du village, un gîte métallifère qu'on dit avoir été exploité jadis par les Génois. Il y avait si peu de traces d'ouvrages, lorsque M. Juncker et moi vînmes visiter ce qu'on nommait la mine d'antimoine, qu'on ne saurait raisonnablement admettre les assertions des habitants. Toujours est-il qu'on voit réellement à une certaine distance du village, en remontant le ruisseau, deux veines sur la rive gauche qui ont direction N. 60° E. pente 50° vers le nord. En prenant la moyenne générale des orientements, on peut le résumer à direction N. 25° E. avec des pentes assez variables 45° et 50° au N.-O. L'ensemble nous a paru constituer un véritable amas lenticulaire dans le plan des couches; le minerai mélangé de beaucoup d'antimoine sulfuré et de galène, était intimement engagé par places dans un sulfate de baryte grisâtre, souvent translucide. La difficulté de traiter avantageusement une pareille matière dans laquelle les essais dénotaient peu d'argent a contribué à l'abandon immédiat des travaux ébauchés.

N° 24. Les roches schisteuses parmi lesquelles court l'affleurement n° 23 sont surmontées à *Belvédère* d'une grande calotte calcaire d'un autre âge et qui s'appuie en stratification discordante sur les tranches des schistes. Ceux-ci se prolongent encore fort loin du côté de Fiumedinisi et contiennent la série de gisements qui a rendu cette contrée si malheureusement célèbre en Sicile.

M. Graham, a fourni : cailloux et sable grossier, 681 ; sable fin et lames de mica, 218 ; bisulfure de fer, 16,3 ; sulfate de fer anhydre, 28,7 ; sulfate d'alumine, 17,3 ; sulfate de soude, 3,5 ; eau à différents états, 35,2. Total : 1000.

La première que M. Juncker et moi avons visitée est celle dite de San-Paolo in Landro. Nous avons reconnu deux orifices de galeries. Celle qui était la plus élevée avait été poussée sur une veine de galène dans du quartz mélangé d'hydrate de fer, dont la direction était N. 15° à 20° E avec pente de 35° à 40°. La galerie inférieure, c'est-à-dire celle la plus rapprochée du ravin, présentait un assemblage de filons convergents, ayant direction E. O., pente 50° N. et N. 20° E., inclinaison 45° N. O. Comme la première, elles n'ont fourni que du sulfure de plomb peu argentifère.

N°s 25 et 26. Redescendant de là aux vieux travaux de San-Giuseppe de Fiumedinisi, nous avons toujours parcouru le groupe schisteux qui renferme pourtant de loin en loin des bandes minées de calcaire un peu manganésien. A San-Giuseppe, les couches de schistes très-tourmentées qui marchent en masses N. 65 à 70° E. avec pente très-faible au N. N. O., approchent en quelques points de 10°. Le travail des anciens (galerie en allongement de 15 mètres) n'a fourni que des mouches disséminées de cuivre panaché. Ils ont cherché à étudier le gîte par deux petits ouvrages en travers d'une couple de mètres, mais bientôt tout fut abandonné. C'est presque en face, de l'autre côté de la rivière, qu'existe le vieil orifice de San-Giovane. Le peu de déblais existant à l'entour et les rares grains de minerai disséminé ne nous ont pas engagés à faire rouvrir un chantier que les anciens entrepreneurs eux-mêmes avaient considéré comme peu important.

N°s 27 et 28. Continuant la course de San-Giovanni à la contrada Tripi, dans la commune

d'Ali, on marche sans cesse sur des schistes et des calcaires bordés, du côté de la mer, par une formation de petits cailloux agglomérés soit par un suc calcaire, soit par un ciment siliceux qui représente, dans cette localité, un membre de la période tertiaire. Quelques couches schisteuses ont direction E. O. avec inclinaison vers le sud. A la contrada Tripi proprement dite, la veine plombeuse présente direction N. O. S. E. et plonge de 45° S. O.

Entre San-Giovanni et le territoire précédent, il y a encore deux affleurements de veines plombeuses au canton dit Recupero inférieur et Recupero supérieur, peu suivies comme celle de Tripi et peu riches en argent; elles ne nous ont pas semblé mériter de recherches sérieuses.

N. 29. Si les alentours du cap de Scaletta et la grande tranchée près la tour, présentent, surtout dans le côté où l'on a placé le soupirail qui écoule les eaux de la route, un si bizarre assemblage de calcaire ferro-manganésifère et de schistes, le chemin de Fiumedinisi n'est pas moins remarquable. A l'époque où je le parcourais pour la première fois, on traçait un passage à travers les rochers de la contrada Santa-Barbara, on abattait des calcaires grisâtres alternant avec des schistes ayant ensemble direction N. 45° E, pente 20° S.E. Au point de contact se voyaient de profondes altérations des roches qui fournissaient du manganèse oxydé ferrifère et de l'arragonite.

Plus haut, en se rapprochant du village, une tranchée donnait la coupe (*fig.* 6) qui en fixant bien l'âge du calcaire interstratifié, prouve la postériorité de celui qui recouvre le tout en stratification discordante sur les hauteurs de Belvédère. Poursuivant l'étude des schistes talqueux ou ar-

gilo-talqueux, on arrive bientôt au pied de la mine de San-Carlo dont je parlerai en dernier lieu comme la plus importante des recherches anciennes. Laissant donc San-Carlo pour gravir à la contrada Zilli ou Cilli, on passe sur la continuation des schistes et puis on arrive dans un ravin N. S. assez escarpé. La galerie a été ouverte sur une veinule quartzeuse avec mouches rares de pyrites cuivreuses et cheminant N. E. S. O. avec pente contournée au N. O. Les anciens ne l'ont excavée que sur 8 mètres de longueur.

N° 30. Dans le ravin précédent et dans celui qui le suit plus au N., en remontant vers Belvédère, les berges élevées et presque sans culture ne montrent que des schistes talqueux parfois pyritifères, avec des noyaux de quartz dans leurs plans de stratification. On traverse plus tard un plateau calcaire en nappe évidemment détaché des sommités de Belvédère, puis on tombe sur les schistes talqueux du ravin Deni, qui ont près la contrada Rore S. 20° E. et pendage à l'ouest. Le croquis (*fig.* 7) et les explications qui l'accompagnent, feront connaître les travaux exécutés, travaux de dimensions infiniment petites, et dans lesquels il a fallu nous traîner à plat ventre. Parmi les rognons de quartz, en général assez blanc, fourni par les veines de cette localité, on discerne des petites zones de carbonate de chaux ferro-manganésifère, de la bournonite et du cuivre gris en mouches disséminées. La vigne située au-dessous de la galerie renferme beaucoup de déblais qui ne montrent que des taches de cuivre carbonaté bleu assez rares, et pas un atome de minéral sulfuré.

N° 31. Repassant près la maison Deni, en sui-

vant le chemin qui descend vers le N.E. à Fiumedinisi, on arrive à une bouche de galerie ouverte à peu près dans le plan des couches talco-schisteuses, marquant S. 30 à 35°, E. avec pente irrégulière.

Cette galerie, qui avoisine la contrada nommée par les uns Dodimeno, pour les autres Padimena, a été conduite sur 14 mètres avec direction S. 25° E, puis on a tourné brusquement à gauche sur 5 mètres de longueur, de manière à former un crochet de 19 mètres de longueur, dirigé par N. 10° E. Quelques mouches de cuivre gris et de bournonite dans du quarz laiteux, voilà ce qu'ont produit des travaux qui ont dû être dispendieux, puisqu'une partie d'entre eux a été faite à la pointerolle et sur des dimensions telles, que le mineur devait éprouver beaucoup de gêne en travaillant. Large de 0^{m},60, haut de 1^{m},60, le front d'un atelier porte encore les traces non équivoques de la méthode d'abattage employée.

Tous les ravins profonds qui découpent le plan incliné de la montagne jusqu'au village, démontrent le peu de continuité de ces filets minéraux, et leur connexité avec les couches de la formation argilo-talqueuse.

N° 32. Les roches schisteuses avec calcaire interstatifié, marchant sous des angles très-variables, forment le sol depuis Fiumedinisi jusqu'à l'embouchure des galeries de Sainte-Catherine. Elles ont été ouvertes dans un terrain à couches presque horizontales. La galerie supérieure est celle qui mène à la plus grande masse des travaux qui ont eu pour but l'abattage d'une couche métallifère que tout indique avoir été assez riche, puisqu'on n'a laissé que des piliers fort minces pour soutenir le toit ébouleux en plusieurs endroits. Peut-être

aussi le minerai fut-il exploité à cause de sa gangue de spath brunissant, dont la nature devait être un excellent fondant au fourneau à manche. La plupart des chantiers ont de 1m,65 à 1m,80 de hauteur. Malheureusement, ils sont en très-mauvais état, et ceux dont on a fait *rafraîchir* les parois n'ont jamais présenté que des mouches de galène très-disséminées. Au surplus, le terrain environnant étant fort irrégulier, les recherches n'auraient pu qu'avancer lentement, et certes, la faible teneur en argent du minéral ne pouvait provoquer des dépenses qui eussent pu, en définitive, ne conduire à rien.

En face de Santa-Caterina, une masse de rochers s'est séparée, au mois de novembre 1839, de la portion de la montagne à laquelle elle tenait (*fig.* 10).

Nos 33 et 34. De Santa-Caterina, en remontant, on passe facilement à la contrada Nicandro, qui n'a rien fourni même de médiocre comme échantillon, ou bien, en longeant la rivière, à la contrada Decima, composée de schistes talqueux contournés, et de calcaires semi-cristallins donnant souvent par le choc une odeur fétide. Quoiqu'il soit bien difficile de prendre des directions, les couches semblent néanmoins aller N. E. S. O. Dans quelques plans de stratification, on voit parfois du quartz et du talc former une espèce de roche, et les calcaires devenir fortement magnésiens. Le plomb sulfuré, qu'on trouve associé à la blende et à la pyrite, dans des veines de quartz, affleure sur le bord de l'eau, à l'endroit dit contrada Lummolo, avec direction E. O. plein. Les trois quarts de l'année, ce gîte est recouvert par l'eau ou les atterrissements de la rivière.

N.os 35 et 36. Plus haut, les couches ont direction N.E.S.O. plein, avec 17° pente N.O. On n'est pas éloigné du confluent des ruisseaux Canciddo ou Cancillo, et Vacco. C'est près de là que sont les galeries de la recherche, dite des deux Fiumaras. La plus inférieure actuellement au ras de l'eau, a 23^{m} de longueur sur 1^{m},20 de large, et 1^{m}.80 de hauteur. Elle a suivi, sur une direction N. 40° E., une série de petites lentilles de quartz, avec des mouches de galène et de cuivre carbonaté bleu. Le pendage m'a paru être de 20 à 25° S.E. Les déblais peuvent procurer de beaux échantillons d'aragonite coralloïde, probablement de formation récente. La galerie supérieure, qui se trouve à 20 ou 25 mètres de hauteur sur la rive droite du Fiume-Vacco ou Vacca, n'a que 2^{m}.50, qui ont été poussés sur une lentille de quartz, avec de rares étincelles de galène.

L'ancienne galerie Santa-Amalia se trouvait sur la rive gauche du Canciddo, dans un endroit aujourd'hui totalement éboulé portant encore dans le pays le nom de le Acquedi Santa-Amalia.

N.os 37, 38 et 39. Ce qu'on nomme Fiumara Romano n'est qu'un prolongement du Canciddo. Elle reçoit un autre ruisseau appelé Fiumara Santissima, qui sert de chemin pour aller à *Cernicola*. Partout on voit des schistes talqueux alternant avec des calcaires dolomitiques ayant direction E. O. plein. Beaucoup de nodules de quartz se dessinent au milieu du plan des couches.

Dans une région plus retirée, les gorges profondes de la Fiumara-Santissima sont toutes de calcaire dolomitique, en nappe ondulée sur des tranches de gneiss. Parfois ce calcaire est très-fendillé.

La galerie ancienne fut entamée à la jonction d'un plan schisteux, où se trouvait un gros rognon de quartz, avec des traces de pyrites cuivreuses et arsenicales. Longue de 5 mètres, elle suit un alignement N. 30° E.

Passant de Cernicola à Romano, on longe les anciennes recherches de cuivre pyriteux en grains à peine perceptibles, engagés dans la chaux carbonatée et le quartz avec direction E. O.

Romano, mauvaise veine de bournonite, presque sans argent, présente dans la galerie longue de 8 mètres, direction N. 75° degrés E. et 45° d'inclinaison N. N. O. C'est aussi très-sensiblement la position des roches schisteuses environnantes.

N°s 40 et 41. Caloro est un amas de pyrite de fer avec mouches de pyrites cuivreuses, sans la moindre suite; Paterniti, un assemblage de pyrite cuivreuse et de galène dans le plan des couches, n'offrant aucune ressource industrielle.

N°s 42, 43 et 44. Les montagnes qui, depuis Romano, bordent la rive droite du Fiumedinisi, sont des schistes avec calcaires subordonnés, jusqu'à la contrada Reitana, où les roches passent à la grauwacke schisteuse. De là au canton de Mante, toujours des schistes talqueux qui ont fourni quelques rares rognons de mispickel quartzeux. Ces mêmes schistes, qu'on peut étudier dans la Fiumara della Misericordia, contiennent à Lo Palio un petit amas sans suite de jamesonite, de galène antimoniale et d'antimoine sulfuré.

Plus loin, à la contrada Vecchio, une galerie dite du Cinabre a 7 mètres de longueur; elle possède comme les roches environnantes la direction S. 50° E., et n'a rencontré que des veinules de

quartz, avec pyrite cuivreuse et cuivre oxydé résinite.

Nos 45 et 46. Après avoir étudié, dans une course exécutée le 6 mai, la *contrada Vacca*, qui n'a produit qu'un peu de mauvaise galène avec du quartz, j'ai visité les anciens travaux de l'Intiera ou Entiera. La galerie bien faite peut avoir 30 mètres de longueur; mais on est obligé, en l'examinant, de se demander ce que les anciens ont voulu y chercher.

Nos 47, 48, 49 et 50. Les dessins (*fig.* 8 et *fig.* 9) montrent la mine de San-Carlo à la date de 1760, et au moment où je pus, en mars dernier, rentrer dans une portion des travaux qu'on déblaya avec beaucoup de peine, mais enfin qu'on ouvrit pour savoir positivement ce qui en était de ce San-Carlo, jadis et tout récemment encore réputé si riche. Les dessins et l'explication qui les accompagne prouvent que la montagne dont je parle est traversée d'une série de petits filons sans suite, espèce de stockwerk d'importance à peu près nulle. On voit que les nos 1 et 2 de l'ancien plan correspondant exactement à l'étage B. B(1) B(2) B(3) B(4) du nouveau, pour peu qu'on reporte la galerie (1) au point B(2), ainsi que je l'ai indiqué par une ligne ponctuée. La galerie B. B(1) serait une nouvelle ouverture exécutée lors de la dernière reprise. Il existe effectivement à la surface des traces d'effondrement tendant à garantir la présence de l'ancienne traverse arrivant sur les travaux en B(2). En B (1), de nombreux éboulements qui ne le cèdent en rien à ceux de B (3), annoncent des dépilages; sur le prolongement B (4) de B. B (1), on a rencontré des traces de veines, avec quelques mouches de cuivre gris et pyriteux. A montre

d'autres excavations tellement éboulées qu'on n'a pu les lever. Elles sont probablement en communication avec B (1), d'après le mouvement de la flamme des lampes dans certaines cavités où je me suis introduit. Le niveau 3 et 4 (ancien plan) est le même que celui désigné par les lettres D, D (1) D (2), etc.

Lors de la dernière reprise, on ouvrit, il n'est pas possible d'en douter, la belle galerie D (1) D (2), laissant à droite celle qui existait auparavant. En D (1) et D (2) sont de vastes vides provenant de l'abattage du minerai, et ayant, comme je m'en suis assuré, une communication avec le grand trou C, qui n'est autre qu'un arrachage jusque près des affleurements.

Ce que j'ai rapporté avec la désignation E, E (1) E (2), démontre que, lors de la dernière attaque de San-Carlo, les entrepreneurs trouvant la galerie 7 (ancien plan) tortueuse, éboulée ou en mauvais état, ont fait établir celle actuelle, qu'on peut replacer en *ee* sur le vieux plan. En E (1), on a reconnu la vieille galerie, et, à la couronne, un abattage sur une grande hauteur.

Je dirai encore que tout a été pris dans la région supérieure au puits E (2), et dans celle qui s'étend au delà. D'après divers documents trop longs à relater, on est fondé à croire que les partitaires ont ouvert la galerie très-basse G. G (1), pour rencontrer une veine assez riche en D (6) D (7), d'autant plus qu'ils avaient épuisé, ainsi que l'a prouvé une galerie percée dernièrement, tout le minerai qui existait autour du puits E (2), jusqu'au niveau de l'eau. Les mêmes documents et toutes les reconnaissances démontrent clairement que, parmi le système de veines du stockwerk de San-Carlo, il y

en a deux dominants N. S. et E. O.; que ces veines ont été métallifères (cuivre gris-pyriteux, bournonite), sans que les minerais aient eu une teneur constante; que lesdites veines ne renfermaient, comme tous les autres gîtes de Sicile, les matières exploitables qu'en lentilles alignées dans les plans d'inclinaison; qu'elles ne paraissent pas s'être dérangées réciproquement; enfin qu'elles semblent constituer, ainsi que je l'ai déjà dit, un véritable stockwerck, où l'on ne saurait définir, d'une manière positive, les points les plus productifs.

B. *Mines de Calabre.*

N° 51. Dans la province de Reggio, et presque en face de Messine, vient se terminer à la mer une rivière dont les bras portent différents noms, mais qui est indiquée sur beaucoup de cartes comme l'embouchure du Fiume-Cenide qui prend sa source dans les hauteurs d'Aspromonte.

Après avoir dépassé les terrains tertiaires si remarquables des alentours de la Catona, on tombe près de San-Rosali sur une masse de granite qui se prolonge au loin dans la montagne. C'est dans ce granite, à l'entrée du vallon de la Contrada Rocca, que furent ouverts, en 1755, deux groupes de recherches. Dans la première de ces tentatives, deux galeries peu longues ont procuré quelques rares rognons de galène, engagés dans une veine de quartz sans suite dirigée S. 10° E. avec pente de 20° à l'est, se perdant insensiblement dans le granite lui même. La deuxième tentative (rive gauche de la rivière) avait une ouverture aujourd'hui cachée sous les atterrissements et une autre dans un talus plus élevé. La richesse en argent de la galène (1) dé-

(1) Lorsque Savarese et ses collègues étudiaient à Frey-

termina les anciens à suivre le travail sur une assez longue étendue, mais il fut sans résultat.

N° 52. De San-Rosali, on peut gagner facilement l'Aspromonte par le chemin de Fiumara di Muro et celui tracé dans les granites ou les gneiss qu'adoptent les muletiers lorsqu'ils veulent s'enfoncer des rives de Reggio dans l'intérieur de la Calabre, par l'ancienne route de Piano di Melia.

Les terrains tertiaires et d'alluvion en nappes étendues à cette grande hauteur sont de belles études pour fixer les époques auxquelles s'est formé le relief d'Aspromonte. On s'encourage de plus en plus dans cet examen, lorsque après avoir dépassé les granites aux gneiss à San-Angelo, on gravit les parties les plus élevées qui présentent à chaque instant des gneiss et des micaschistes, engagés dans ces granites amygdalins, si connus dans les Pyrénées comme caractère du groupe du Canigou. On arrive, au bout de quelque temps, sur la serra Piana ou Piano d'Aspromonte, dont le sol de terrains récents laisse seulement pointer de loin en loin des écailles de gneiss et de micaschiste ou des buttes arrondies de granite.

En se dirigeant vers les cabanes des bûcherons, on parvient à une contrée dans laquelle deux scieries sont occupées a débiter des planches de pins et de sapins de la plus belle venue.

---

berg, en 1794, un ancien maître fondeur, Jean-Cristian Heischer, leur dit que la galène de San-Rosali rendait 68 pour 100 de plomb, et que chaque quintal de plomb (79k,370) fournissait 10 onces (264gr,50) d'argent.

Il leur annonça pareillement que la veine se perdit après un travail de peu de durée (*dopo qualche trattto di tempo*), et qu'il ne fut pas possible de la retrouver ni dans le même endroit, ni sur le bord opposé de la rivière. (Melograni. *Descrizione geologica di Aspro-Monte.*)

A dix minutes environ du deuxième tournant et sur la rive gauche du ruisseau, nommé Fiume di Nucara del Piano, qui va se jeter dans les plaines de Santa-Eufemia, on reconnaît encore une vieille halde formée de débris de gneiss et de fragments minéraux, assemblage bizarre de blende, de fer oligiste et de galène. Parfois, on peut en retirer de petits morceaux de francklinite. Ce singulier mélange qui gisait dans le gneiss a été extrait d'une galerie éboulée au-dessus de laquelle des déchirements à pic montrent une *série de strates d'alluvion*, graviers, sables et cailloux alternant sur 6 à 7^{m} de hauteur. Et pourtant on se trouve dans cette localité à une petite distance du sommet de Monte-Alto.

Les travaux n'ont pas eu de suite, sans doute parce que le minerai était rare, réfractaire et difficile à laver.

N° 53. Le gîte d'Acqua Calda, que tous les paysans de ces environs indiquent comme une mine de métaux fins, n'est autre qu'un filon puissant de 1^{m},40 à 1^{m},50 de pyrite ferreuse marchant verticalement avec direction sensiblement E. O. parmi les roches de granites et de gneiss qui forment le sol vers les sources du Fiume Cenide.

N° 54. Les mineurs du temps de Charles III avaient entamé dans la Fiumara de Vallanidi, justement au confluent des trois bras dits la Stroffa, Addai et Musciaddi, des galeries de recherches au milieu des roches de gneiss de la contrée. Aujourd'hui les embouchures de ces ateliers ensevelis depuis 1783 par les déblais qu'amenèrent les débordements, ne sont presque plus visibles. On dit qu'on en a retiré du minerai de cuivre.

N° 55. Au-dessus de Valanidi même, et un

peu à droite de la route qui mène à Bagaladi, une galerie bien dirigée, que d'anciens documents disent avoir eu de 70 à 80 cannes (de 147^{m},60 à 168^{m},72) de longueur, a recoupé deux veines de quartz plombeux, allant à travers les schistes argileux de l'est-nord-est à l'ouest sud-ouest. On avait pratiqué un puits de dix cannes (environ 21^{m},09) de profondeur, devant atteindre le niveau de la longue galerie à une profondeur de 23 cannes (48^{m}.50). D'autres galeries éboulées sont encore échelonnées sur la montagne, au-dessus de celle dont je viens de parler.

Cette mine, qu'on appelait l'Argentiera, ou la mine de San-Nicola, n'a fourni que du minerai à bocard, ainsi que le prouvent les échantillons recueillis dans les ouvrages de tout genre exécutés autour des ouvertures principales.

N° 56. Des plans de 1756 indiquent à la contrada Regali ou Ragali, entre la Motta et Montebello, des excavations destinées à recueillir les produits d'un banc de quartz laiteux friable, assez puissant, exhibant çà et là des mouches de galène. On jugeait déjà, à cette époque, le minerai comme si peu triable, que le gîte ne fut pas plus tôt entamé qu'on songea à créer un canal d'environ 130 cannes (274^{m},17) de longueur, déterminant une chute d'environ 4^{m},471 de hauteur, pour obtenir les matières susceptibles d'être fondues.

N° 57. Si, au lieu de s'arrêter aux deux localités précédentes, on passe directement du bas de la Fiuma de Vallanidi dans les hautes régions, on traverse, après avoir franchi l'espace si remarquable où les grès du terrain tertiaire inférieur supportent, en stratification discordante, l'étage du terrain tertiaire supérieur, on traverse, dis-je,

un groupe granitique passant au gneiss, et enfin une série de gneiss bien caractérisé et contourné en des sens différents. Ces gneiss contiennent enclavés d'autres roches schisteuses et quelques bancs de quartzite. Partout, sur les hauteurs, le terrain tertiaire, si reconnaissable par les fossiles qu'il contient, s'étend en nappes horizontales qu'on voit très-bien au plateau di Grivanni.

Descendant de là vers Bagaladi et San-Lorenzo, des couches de gneiss et de schistes talqueux renferment un strate subordonné de calcaire grisâtre cristallin. La direction générale est à peu près celle de l'est à l'ouest. C'est celle des gneiss et schistes talqueux affleurant avant ce qu'on appelle la mine de Bagaladi. Ils ont 45° de pente vers le nord.

Le filon, pour me conformer aux expressions dont on se servait, n'est qu'un prisme aplati et ondulé, dirigé N. 75° E., véritable lentille irrégulière de galène mélangée de cuivre pyriteux, et d'un peu de blende, le tout ayant pour gangue un quartz laiteux et hyalin. Les berges schisteuses du ruisseau sont souvent très-pyritifères, et procurent sur de nombreux points des efflorescences d'alun de plume, dans lequel il entre une forte proportion de sulfate de fer.

N° 58. En face de Bagaladi, sur la rive droite de la Fiumara, on fit jadis dans le territoire de San-Lorenzo, non loin de la chapelle de l'Assunta, deux recherches qui, sous le nom de Malapane, eurent pour but de traverser des veinules (filoncelli) de cuivre pyriteux engagées dans le quartz.

Celles indiquées à Carnevale, ou Canavare, existaient près San-Angelo. Dirigées par les mêmes motifs et sur les mêmes minéraux, elles

ont eu le même résultat. On a indiqué d'autres traces de minéral dans la contrada Condofuri. Enfin, un chercheur de mines nous a apporté quelques rares morceaux de galène provenant du canton de la chapelle de San-Lorenzo.

N° 59. De San-Lorenzo ou de Bagaladi, on passe facilement à Montebello. On peut étudier, chemin faisant, de nombreux strates argileux ou argilo-talqueux, ayant toutes les propriétés de ceux de Sicile, c'est-à-dire d'être fort ébouleux en général. Leur direction la plus commune est E. O., tandis que leurs pentes offrent de grandes variations d'angles.

Les alentours de Fossati di Santa Lucia possèdent le même sol couronné de nappes tertiaires, dont les blocs s'écroulent et descendent dans les rivières.

On indique dans la contrada Janni de la pyrite et de la blende au milieu du quartz.

Ces schistes forment les deux berges de la rivière jusque près de Montebello. Mais alors succède un granite très-feldspathique, noduleux, dont l'analogie avec certains granites pyrénéens est des plus frappantes. A partir du village, en remontant un ruisseau dit Camaturi, les granites passent au gneiss assez bien défini, lequel présente, non loin de l'endroit où l'on a trouvé de la galène, direction E. O. mag. plein, avec 55° de pente au sud. Le gisement de galène se compose d'une veine ou nœud méplat, direction N. 75° E., avec un pendage 10° vers le nord. On a cherché, au moyen des ravins qui entourent le point, à reconnaître ailleurs les traces du gisement. On n'a pu y réussir.

Depuis Montebello jusqu'à la mer, les bords

de la rivière présentent partout, et sous Pente-Dattilo principalement, les exemples les plus évidents de l'ordre de superposition de terrains au-dessus du granit. Ainsi, après les schistes argileux, vient l'énorme formation de poudingue et de grès du terrain tertiaire inférieur, puis ensuite le terrain supérieur identique par ses fossiles à celui de la Sicile.

N°s 60, 61, 62 et 63. Pour trouver d'autres gîtes métalliques en Calabre, il faut remonter jusqu'à Mammola et Grotteria.

A Mammola, dont le sol est de schiste talqueux, direction N. 85° E. ou E. O. avec pente 65° N., tout le monde assure qu'on exploita au Vallone Vecchio de la galène et des pyrites aurifères, et que les galeries furent détruites par le tremblement de terre de 1783. Quant à nous, il nous a été impossible de trouver dans ce Vallone Vecchio, dont les couches de schistes avec bandes de porphyres intercalées et de quartz, marchent S. 75° E., pente N. E., autre chose que de rares mouches minérales dans le plan des couches.

Du Vallone Vecchio, il est très-facile d'arriver par le lit du torrent, dont les berges sont si remarquables par les plissures et les contournements des roches schisteuses, à un autre ruisseau nommé Zimbi. On monte ensuite une côte rapide de schistes argileux un peu torturés, passant aux talc-schistes jusqu'au plateau du Monte del Diavolo, où une vaste plaque tertiaire reste comme un grand témoin de l'horizon du même âge, qui se développe à l'entour. Des grès calcarifères, avec coraux, polypiers et autres corps organisés, sont à la base d'un groupe de mollasse et de marne. On descend de là au vallon Perare, et l'on voit

à la limite du terrain tertiaire parfaitement horizontal, les schistes marquer S. 40° E. avec pente au S.O.

C'est au milieu d'autres schistes modifiés, sans orientement ni inclinaison constante, dans un lieu des plus déserts, que gît un mélange de pyrite cuivreuse, de mispickel et de blende. Il suffit de jeter les yeux sur la *fig.* (11), dessinée en place le 12 décembre 1840, pour avoir une idée de la valeur de ce gisement.

Le vallon Zoccolario, qui est un affluent du Turbulo, présente sur sa rive gauche du granite passant au gneiss en amas mal définis. Les roches de ces localités ont, comme tant d'autres, peu de stabilité. Il y a cinq ans, la montagne du Diable a glissé en masse sur une grande longueur.

Pour aller à la mine dite de Nebrà ou Neblà, on remonte le ruisseau Nebrà qui sépare les territoires de Mammola et de Grotteria. Les terrains tertiaires, ici, ainsi que précédemment, s'appuient sur des roches schisteuses d'aspect différent. On arrive bientôt à un petit vallon dont l'axe coïncide avec la ligne qui va de l'orient à l'occident. A l'entrée, les couches de talc-schiste siliceux, roche évidemment modifiée, ont à peu près direction N. 40° E. avec pente 55° N. O. Mais, dans l'endroit où gît la galène, l'ensemble est moins incliné, quoique la direction soit N. 35° E. Le pendage moyen est de 35°. Le gisement se compose de bancs de chaux carbonatée, interstratifiés avec de petits lits de roche schisteuse. Il peut avoir 3 mètres environ. Les sulfures de plomb et de zinc ne s'y montrent que par mouches. La *fig.* (12) représente la position des parties calcaires C au-dessus des roches schisteuses qui sont

de la rivière présen … haut du vallon, par des mol-
Dattilo principal … Sur la rive gauche, en
dents de l'ordr … précédente, après une série
dessus du gra … direction N. 60° E., souvent pé-
vient l'énorr … porphyre quartzifère, très-
du terrain … fins, vient le gîte de San-Paolo.
rain supér … distance à 300 mètres, prise en
la Sicile. … ontale. Il n'a jamais fourni que
Nos 6 … galène.
gîtes m … les maisons du village de Grotteria,
qu'à … poudingue peu épaisses et les couches
A … reposent sur les gneiss et les schistes
dir … Ceux-ci ont, au moulin de Macedoni, di-
le … N. 75° E. avec 75° de pente au sud. Plus haut,
c' … fournissent N. 70° E. avec une pente pareille, et
… ils sont interstratifiés avec des zones ou
… lits de quartz blanc laiteux. La *fig.* (13) montre
… contact du porphyre à base de petro-silex, avec cristaux hexagonaux de mica, et des roches schisteuses modifiées. Celles-ci sont orientées, comme je l'ai indiqué plus haut. La *fig.* (14) donne la position exacte du gisement de plomb, qui, ainsi qu'on le voit, n'est qu'un de ces accidents porphyriques si communs dans les départements du Finistère et des Côtes-du-Nord.

D'autres rognons de galène sans importance ont été signalés à Giojosa.

Nos 65, 66, 67, 68 et 69. Tous ces gîtes de métaux épars s'étendent du côté de Stylo. En effet, si, de la Ferdinandea, on marche sur Passano, on rencontre après le granit des schistes modifiés dont la direction générale est N. 70° E. et la pente assez prononcée vers le sud. Au-dessus de ces schistes, qui se prolongent du côté de Castel-Vetere par le vallon Campoli, aussi bien que vers

Bivongi et la chapelle San-Giovanni, paraît la [illegible] de formation calcaire jurassique de Santa-Maria della Stella, formation ayant un orientement conforme à celui des schistes, quoique avec une inclinaison différente, et qui renferme à son point de contact avec les roches de transition, les minerais de fer qui alimentent les usines royales de la Mongiana. Par-dessus les calcaires, vient un grand groupe tertiaire, très-développé et qui est composé de deux étages dont l'inférieur est surtout caractérisé par les clypéastres si connus du bassin de la Garonne.

Sans entrer dans de trop grands détails sur la composition géologique de ces localités, je dirai qu'en remontant la rivière de Stylo, on a fait, un peu au-dessus de Bivongi, une tentative que les anciens nommaient Raspa, et que les paysans appellent aujourd'hui Argentiera. Une galerie d'une dizaine de mètres n'a produit qu'un peu de cuivre pyriteux.

Après avoir dépassé les montagnes schisteuses de San-Giovanni, dans lesquelles les tranches des roches montrent sans cesse des directions variant de N. 55° à N. 70° E. avec pente au S. E. on arrive, à travers un bois de chênes verts, sur les bords du Fiume-Assi, où les anciens avaient établi une fonderie et ouvert des chantiers sur des filons où fut trouvé, dit-on, de l'argent natif. Ce sont les galeries de San-Giovanni in Raspa, et très-probablement les longues recherches de Santa-Amalia. Parmi les déblais de celle-ci, on ne voit plus aujourd'hui que des pyrites cuivreuses, de la blende et quelques mouches fort rares de galène.

Les sinuosités du plan de Santa-Amalia, et les

mots souvent répétés de *sasso* ou *filoncello selvaggio* prouvent l'irrégularité du gisement.

Disons, en traversant de rechef les mines de fer de Passano, qu'elles ont fourni à plusieurs reprises des amas de galène, de blende et de pyrite de fer. Le minerai lui-même doit être imprégné de ces métaux, puisque les cadmies du haut fourneau de la Mongiana renferment beaucoup de zinc et de plomb oxydés.

Les talc-chistes si ébouleux de Campoli et de ses environs ont de temps à autre montré de petits amas de galène dans les quartz enfermés au milieu des couches dirigées de l'est à l'ouest. On peut assurer qu'il en a été de même aux recherches anciennes peu importantes de Crocchi et dei Pampineti di San-Hilario, la première de plomb sulfuré, la seconde de cuivre pyriteux : toutes deux sont situées sur les bords de Fiume-Alaro dans les solitudes qui s'étendent de Castel-Vetere à l'usine de la Mongiana. Tous les minerais des localités que je viens de désigner n'ayant fourni, dans les essais les plus soignés, que des traces insignifiantes d'argent, on n'a pas jugé à propos de rouvrir les anciennes galeries. Celles-ci, d'ailleurs, ne se seraient soutenues qu'à force d'étançons, et certes, avec le voisinage des mines et usines bien autrement importantes de la Mongiana et de la Ferdinandea, il eût été aussi difficile de s'en procurer qu'absurde de sacrifier des bois qui font la richesse d'établissements métallurgiques importants.

N° 70. Après avoir étudié les gîtes de la Calabre inférieure, il ne restait plus à examiner que ceux de la Calabre citérieure : les uns, d'après la chronique, situés du côté d'Aqua-Formosa et de San-Donato, c'est-à-dire sur la partie de montagne qui

borde à l'ouest la grande vallée de Cosenza; les autres du côté de Longobucco, par conséquent dans la chaîne parallèle qui sert aussi de limite à la même vallée vers l'est.

Les mines de San-Donato, considérées dans le pays comme des mines d'or et d'argent, ont excité dans ces derniers temps la curiosité, ou plutôt la cupidité des spéculateurs. On les a réputées comme mines de cuivre abondantes, et tant s'en faut qu'il en soit ainsi. Melograni les avait déjà jugées, puisqu'il dit, dans ses Mémoires, que la quantité de pyrites de fer et de mispickel est vraiment prodigieuse dans les schistes qui séparent San-Donato d'Acqua Formosa. Voilà sans doute l'or et l'argent si abondamment répandus dans ces localités!

N°s 71 *et autres*. Quant à celles de Longobucco, sur lesquelles il est constant qu'on a opéré de nombreuses recherches, ainsi que le prouve le plan (*fig.* 15), elles gisent au milieu des granites qui relèvent, non loin du village dont je viens de prononcer le nom, une série de couches appartenant au terrain jurassique.

Plusieurs personnes ont profité de ces apparences de mines pour vouloir faire de Longobucco une ville excessivement ancienne, d'abord nommée Temesa, Thempsa, Themesen, et puis Longoburgo. Sans rechercher dans la nuit des temps des souvenirs douteux, il est pourtant certain que, sous Charles VI d'Autriche, le capitaine Henri Crull ou Cruller entama des travaux qui cessèrent en 1733; que cet officier faisait griller le minerai, puis le fondait dans un fourneau prismatique animé par des soufflets. On assure que cet Autrichien fit sauter la mine du ravin dello Spa-

gnuolo, pour ne pas la livrer aux ennemis qui s'avançaient à marches forcées.

En 1826, une compagnie, à la tête de laquelle se trouvait le prince de Butera, séduite par les récits locaux, essaya de mettre en valeur les divers gîtes situés à l'entour du village. On établit même une fonderie à la contrada Livitella, près du ravin dello Spagnuolo, dans une contrée fort boisée. Cette petite usine, composée de fourneaux d'essai, et d'un beau fourneau à réverbère à l'anglaise parfaitement construit, ne marcha que fort peu de temps, par suite de l'impéritie des ouvriers et du découragement des entrepreneurs, de telle sorte que le minerai, qui avait été cassé à la masse plate, se trouve encore aujourd'hui dans les magasins tel qu'on l'y entassa en 1826.

Voyons un peu si ces recherches de 1826 étaient bien sages avec ce qu'on pouvait observer à la surface et ce qu'on possédait de manuscrits sur les lieux. Ce fut en 1757 qu'on ordonna la reprise sous les deux maîtres mineurs allemands Cristophe Nestler et Walther. En mai 1757 on avait à Pietra-Longa une veine dirigée heures 12 vers le midi; on en a extrait du minerai (blende et galène) qui était en blocs isolés (1) dans une terre sableuse (arena), mais on n'a pas trouvé de vrais filons malgré les recherches. — On attendait l'arrivée du conseiller Conca, et cependant les ouvriers avaient reconnu ailleurs quelques veinules. — En juin, on ouvrit une galerie sur une veine d'argile blanche heures 3 vers le midi, et après quelques cannes on abandonna tout ce travail qui ne fournissait aucun résultat sa-

(1) Toutes les notes qui suivent sont extraites de manuscrits du temps trouvés à Longobucco.

tisfaisant. — En juillet, on fit au-dessus de Pietra-Longa et sous le nom de Tasto della Mattina, une tentative sur un filon heures 12 vers le nord dans une pierre calcaire. Elle n'a produit rien de bon. C'est dans le même mois de juillet que furent attaqués les points connus sous les noms de Fra Giacomo et Acqua della Radica. Celui-ci d'argile (creta) et de calcaire (pietra marmorea) fournissait un peu de minerai.—L'autre, de pietra marmorea, ne présentait que des yeux (occhi) de galène. On y travailla quinze jours sans succès.

En août 1757, on ouvrit de nouveau l'ancien puits de l'Acqua della Radica qu'on trouva profond de quatre cannes (8^{m},436); on l'approfondit d'une autre canne et on ne trouva, en définitive, qu'un mauvais filon de pietra marmorea avec marcassites. Une galerie ancienne qui existait au fond du puits, heures 7 vers le couchant, n'a montré qu'une veine sauvage sans minerai. Dans ce même mois on fit une autre recherche au Vallone Cuppo ou Uccino, sur un filon occidental heures 8 vers l'ouest, de quartz mélangé de minerai de plomb.

A la même époque, on essaya une attaque dans la Fiumara della Manna sur un filon heures 7 vers le couchant, contenant quartz, argile et minerai de plomb. Il a fourni 60 rotoli de galène pure.

Les travaux *Conça* qui ont eu le plus de durée, sans doute parce qu'ils portaient le nom du conseiller des mines, ont offert les phases suivantes : en mai, travail sur un filon de spath avec blende et galène, H 7 vers l'est, bon minerai. — Chutes de terrain. — En juin, continuation sur le filon H7 qu'on quitte par ordre pour attaquer non loin de là un filon H 11 vers le sud qui n'a fourni que peu de minerai. En juillet, d'après la position du

filon de blende et de spath mélangé de minerai de plomb, on ouvrit un puits de deux cannes. — Le filon ayant fait une inflexion, on entama une galerie d'une canne vers H 7 à l'orient, laquelle a prouvé que ledit filon se dispersait et que l'une des branches descendait vers la droite; — que l'autre suivie sur la gauche donna du minéral.

En août tous les travaux exécutés sur les veines précédentes, dans le puits et sur une autre veine H7 vers l'ouest, ne présentent presque rien, *blende* et spath avec yeux (occhi) de galène. On voit par les phrases du rapport qu'il y a irrégularité dans le gîte, incertitude sur la manière d'attaquer et découragement. — En septembre, on suspend les travaux, après une nouvelle attaque pour reconnaître le filon du puits et une autre localité dans ce même vallon Conca sur une veine H4 vers l'est, large de demi-palme($0^m,1315$) environ, consistant en spath avec des étincelles plombeuses (con occhetti di piombo).

Tout ce que je pourrais dire des veines de Castello ou Giardini qui n'ont fourni que blende et marcassite avec très-peu de galène (con pochissimo minerale piombino), des ouvrages de Reginella, des recherches de Fasone où les anciens trouvèrent une veine qui restait en dessus sans descendre (Che resta soprà et non va profondo) avec calcaire, marcassite et de rares morceaux de minerai (con piombo assai scarso), nous conduirait aux mêmes résultats que ce que j'ai observé sur le terrain, c'est à dire que tous ces gisements plombeux ne sont autres que des coureurs de gazons dans le granite de Longobucco, granite qui passe à San-Giovanni in Fiori et constitue le massif de la Silla.—Les directions de ces veines ne sont pas identiques; elles mar-

chent au contraire en tous sens. Au reste ces traces de minerai ne sont pas les seules ; on en indique encore à San-Giovanni in Fiori où la galène a pour gangue du spath fluor, ainsi que dans les environs d'Acri. A Pietra di molti colori, près Longobucco, on a fait des recherches de minerai de cuivre.

Un tableau indicatif de l'extraction des anciens que j'ai trouvé à Longobucco et qui porte pour le travail de 1757 environ 71 q^x (5.635 kilogrammes) de galène mélangée, ne détourna pas, en 1826, la compagnie qui s'était formée, de ses infructueuses recherches. On travailla beaucoup à l'Acqua della Radica et au ravin dello Spagnuolo, sans qu'on pût en aucune façon espérer de couvrir les dépenses. Le maître mineur d'alors, qui vit encore, me disait, en parlant des veines suivies, qu'elles étaient riches aujourd'hui et pauvres demain (oggi filone ricco, domani povero).

En présence de ce qui vient d'être si longuement développé, on ne saurait s'empêcher de conclure :

1° Que les minerais de plomb, de cuivre et d'argent qui ont été indiqués en Sicile et en Calabre, ne forment ni des gîtes réguliers ni des filons suivis ;

2° Qu'ils sont des accidents des terrains mêmes dans lesquels ils se trouvent engagés sous forme de nœuds allongés, de lentilles ou de veines sans continuation ;

3° Et que leurs teneurs sont très-variables d'un point à un autre du même gisement.

ESSAIS FAITS PAR MM. JUNCKER ET PAILLETTE, POUR CONSTATER LA TENEUR DES MINERAIS DE SICILE ET DE CALABRE.

A. *Mines de Sicile.*

Saint-Michel.

Galène massive de Saint-Michel à facettes moyennes ou granulaires. Plomb : 73,45 et 72,05 p. %. Argent : 25 grammes par 100 kilogrammes.

Galène lavée (schlich) de la même localité. Plomb : 61,20 et 62,60 p. %. Argent : 28 grammes et demi par 100 kilogrammes.

Le fer hydraté du gîte plombeux de la même localité n'a fourni que des traces insensibles d'argent.

Novara.

Galène massive recueillie à l'Argentiera Contrada Casciandra. Plomb : 76,49 et 78,50 p. %. Argent : 127 grammes.

Autre échantillon de la même localité contenant du cuivre pyriteux. Plomb : 78,20 p. %. Argent : 90 grammes.

Autre échantillon remis comme plus riche en argent. Plomb : 79,51 et 79,50 p. %. Argent : 160 grammes par 100 kilogrammes.

La blende de cette localité grillée et scorifiée n'a pas fourni d'argent.

Autres échantillons de galène pris au fond des travaux d'Argentiera dans la galerie. Plomb : 75,30; 75,90 et 76,20 p. %. Argent : 70,75 et 77 grammes par 100 kilogrammes.

Galène à grandes facettes du magasin de Figarella ou Sezzovento. Plomb : 73 et 70,50 p. %. Argent : 195 grammes par 100 kilogrammes.

Minerai (essai moyen) du même magasin. Plomb : 58,75 et 58,50 p. %. Argent : 335 et 345 grammes par 100 kilogrammes.

Minerai trouvé sur la route de Noara à Salva Testa dans un ravin. Plomb : 29,70 et 32 p. %. Argent 60 et 70 grammes par 100 kilogrammes.

Fondachelli de Novara.

Galène trouvée à Petrazzo. Elle était à facettes moyennes avec gangue de chaux carbonatée, et a rendu : plomb : 71,05 ; 73,70 et 73,05 p. % ; et argent : 180 grammes.

Autre minerai de Petrazzo provenant d'un gros bloc pyriteux. Plomb : 32,30 et 37,70. Argent : 80 et 90 grammes par 100 kilogrammes. Un autre échantillon du même bloc a fourni : plomb : 29,75 et 80 grammes d'argent.

Galène envoyée dans les premiers jours de notre voyage comme venant de San-Giuseppe. Plomb : 78,70 et 68,80 p. %. Argent : 33 grammes par 100 kilogrammes.

Autre minerai massif trouvé dans les déblais de l'orifice de la galerie de San-Giuseppe, galène à grandes facettes d'un bleu métallique. Plomb : 78 et 78,50 p. %. Argent : 20 grammes par 100 kilogrammes.

Galène à facettes moyennes trouvée sur une halde d'ancien puits ou de place de triage à San-Giuseppe. Plomb : 61,90 et 62,80 p. %. Argent : 40 grammes.

Galène à facettes moyennes trouvée dans les déblais de San-Matteo. Plomb : 60,30 et 60,60 p. %. Argent : 40 grammes par 100 kilogrammes.

Galène de Collabassa à moyennes facettes, mêlée de quartz, de pyrite et d'un peu de fer carbonaté.

Plomb : 66 et 66,50 p. %. Argent : 95 grammes.

Galène à petites facettes ou fibreuse mélangée de pyrites, de quartz et de fer carbonaté. Plomb : 72,50 et 72,60 p. %. Argent : 155 et 160 grammes.

Le cuivre gris et la bournonite de Santa-Amalia (nouvelle veine) scorifiés ont donné à la coupellation du bouton : argent : 1230 grammes par 100 kilogrammes.

Le cuivre pyriteux de Santa-Amalia du revers de l'ancienne mine éboulée, n'a rendu par la coupellation, après grillage et scorification, que 40 grammes par 100 kilogrammes.

La bournonite de la galerie moyenne de San-Luiggi a rendu 595 à 600 grammes par 100 kilogrammes.

Un autre échantillon provenant d'un affleurement entre les galeries 6 et 16 du plan ancien a fourni seulement 100 grammes par 100 kilogrammes.

Un troisième échantillon d'un petit coureur de gazon sur la rive droite, par conséquent en face San-Luigi, a rendu 1030 et 1080 grammes par 100 kilogrammes.

La jamesonite mélangée de bournonite et de cuivre pyriteux, trouvée à Spucia, a été reconnue par les moyens indiqués à 120 et à 135 grammes d'argent par 100 killogrammes de matière.

Limina.

Galène à grains fins de Mangiaméli en Limina. Gangue de fer carbonaté. Plomb : 50,75 et 51,70 p. %. Argent : 15 grammes.

Un autre échantillon roulé de galène massive à grains fins, trouvé plus bas que la mine, a dénoté,

plomb : 77 p. %, et argent : 5 grammes seulement par 100 kilogrammes.

Galène de Rocca Fiorita, riche, remise comme échantillon. Plomb : 75,98 et 76,20 p. %. Argent : 25 grammes par 100 kilogrammes.

Minerai brut de Rocca Fiorita en Limina. Plomb : 8,50 et 7,25 p. %. Argent : 5 grammes environ par 100 kilogrammes.

Galène assez massive de la contrada Crapanara ou Trapanara. Plomb : 68,75 p. %. Argent : 60 grammes par 100 kilogrammes.

Rocca-Lumera.

La galène antimoniale avec jamesonite de Rocca-Lumera, essayée avec 10 de nitre et 20 de carbonate de soude, a produit 40,10 et 42,10 p. %, et argent 25 grammes.

Fiumedinisi.

Galène choisie, à grains fins, de la veine inférieure de San-Paolo in Landro, a rendu : plomb : 75,55 et 76,30 p. %, et 85 grammes d'argent.

Galène avec pyrite et blende sur le bord de la rivière, à la jonction des contrada Lummolo et Decima. Plomb : 74,50 et 74,90 p. %, et 138 à 140 grammes d'argent.

Galène de la contrada Paterniti, 71 et 71,50 p. % de plomb et 150 grammes d'argent.

La bournonite trouvée dans les tas de grillage de la vieille fonderie a dénoté 40 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Celle en poudre trouvée près du bocard de la fonderie, exactement la même teneur.

Un bloc trouvé dans la galerie de l'eau à San-Carlo, contenait 200 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Un autre échantillon d'une autre galerie, la même teneur.

Un autre d'affleurement, 145 grammes.

Un morceau pris au fond des travaux a rendu à l'analyse 12 p. % de cuivre, et par les scorifications 400 et 420 grammes d'argent.

La pyrite de fer avec mouches de pyrites cuivreuses de Caloro n'a dénoté que 10 grammes d'argent.

La pyrite arsenicale de Mante, 25 grammes.

Le minerai de la contrada Lopalio, 30 grammes.

Et celui de la contrada Padomena, 65 grammes.

Ali.

Galène de la contrada Recupero (veine supérieure). Plomb : 50,70 p. %. Argent : 65 et 80 grammes.

Galène choisie parmi les morceaux de la contrada Recupero (veine inférieure). Plomb : 58,60 et 60,55. Argent : 75 grammes par 100 kilogrammes.

La galène du gîte dit contrada Tripi, a rendu : plomb : 77,95, 79 et 79,80 p. %, et 105 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

Galène prise dans un bloc calcaire trouvé dans le ruisseau qui coule au bas de la contrada Tripi. Plomb : 53,95 et 56,50 p. %. Argent : 60 et 70 grammes par 100 kilogrammes.

Galène à gangue calcaire et quartzeuse remise par des paysans d'Ali. Plomb : 60,10 p. %, et argent : 70 grammes par 100 kilogrammes.

B. *Mines de Calabre.*

Galène de San-Rosali, rive droite de la Fiumara. Plomb : 75,50 et 77,70 p. %. Argent : 500 et 515 grammes par 100 kilogrammes.

Galène blendeuse d'Aspro-Monte : 20,45 p. % de plomb, et 55 grammes d'argent.

Galène de Bagaladi triée. Plomb : 52 et 55,50 p. %. Argent : 25 et 30 grammes.

Galène fibreuse de Montebello, parfois à facettes moyennes. Plomb : 78 et 78,50 p. %. Argent : 14 et 15 grammes par 100 kilogrammes.

Galène remise comme venant de Mammola (vallone vecchio). Plomb : 68,70 et 68,80 p. %. Argent : 33 grammes par 100 kilogrammes.

Galène de la contrada Nebla en Mammola, à facettes moyennes. Plomb : 66 et 67,40 p. %. Argent : 15 grammes par 100 kilogrammes.

Galène du vallon d'Ammanola en Grotteria, roulée dans le ruisseau. Plomb : 72,05 et 73,20 p. %. Argent : 35 grammes par 100 kilogrammes.

Galène de Lorenzo. Plomb : 72 p. %. Argent : 50 grammes.

Des mispickels d'Agnana et de Perare en Mammola, n'ont rien fourni malgré les grillages, les scorifications et les coupellations les plus soignés.

Les minerais des environs de Stylo, dont on a pu se procurer des échantillons, c'est-à-dire de Raspa, de Santa-Amalia et de Crocchi, n'ont dénoté que des traces d'argent.

Galène massive à grandes facettes de Longobucco (acqua della Radica). Plomb : 75,30 et 77,42 p. %. Argent : 25 grammes par 100 kilogrammes.

Galène échantillon moyen du magasin. Plomb : 62,50 et 62,60 p. %. Argent : 30 grammes.

ESSAIS FAITS PAR M. PELOUSE, MEMBRE DE L'INSTITUT.

A. *Mines de Sicile.*

Minerai de plomb en rognons de Messine :

100 grammes ont donné 70 grammes de plomb et 28 milligrammes d'argent.

Minerai de plomb de Limina, mélangé de minerai de fer : 100 grammes ont donné 24 grammes de plomb et 16 milligrammes d'argent.

Minerai de Roccalumera. Sa gangue quartzeuze est mêlée de schiste argileux et ferrugineux. C'est un double sulfure de plomb et d'antimoine, contenant une très-petite quantité d'argent. Il y a de 12 à 15 p. $\frac{0}{0}$ d'antimoine, et de 55 à 60 p. $\frac{0}{0}$ de plomb.

Minerai d'Ali. Minerai de plomb à grain fin, mêlé d'une petite quantité de carbonate de fer. Sa gangue est quartzeuse; il renferme 60 à 62 p. $\frac{0}{0}$ de plomb. 100 grammes de plomb, extraits de ce minerai, contiennent 0gram.,136 d'argent, ou 100,000 parties de plomb en contiennent 136 d'argent.

Minerais de cuivre de Fondachelli en Novara (nos 1, 2 et 3) :

Ces trois échantillons ne diffèrent pas sensiblement par leur composition. Leur gangue est de carbonate de fer cristallisé. La moyenne de plusieurs expériences a donné, pour le poids de cette gangue, 51,6 p. $\frac{0}{0}$ du poids du minerai.

Le minerai proprement dit se compose de cuivre gris et de double sulfure de cuivre et de fer, dans les rapports suivants :

Cuivre gris.	30,2
Sulfure de fer et cuivre.	18,0
Gangue carbonatée de fer. . . .	51,6
	99,8

Le cuivre gris contient 30 p. $\frac{0}{0}$ de cuivre pur, soit 30.2=12 p. $\frac{0}{0}$ de cuivre pur.

Le double sulfure de fer et de cuivre renferme 33 p. $\frac{0}{0}$ de cuivre, ou pour 18=6 p. $\frac{0}{0}$.

Ainsi, la proportion de cuivre dans ces minerais s'élève à peu près à 18 p. $\frac{0}{0}$.

Minerai de Novara : Minerai de plomb, gangue peu considérable quartzeuse, mêlée de carbonate de fer.

Il renferme 75 p. $\frac{0}{0}$ de plomb.

100$^{gram.}$.00 de ce plomb ont donné 0$^{gram.}$.500 d'argent.

Cette proportion est très-considérable. S'il y a des exemples d'une galène aussi riche en argent que celles-ci, ces exemples sont bien rares. Il serait important que l'on prît de nouveaux échantillons moyens du même minerai, pour les soumettre à une seconde analyse.

B. *Mines de Calabre.*

Minerai de Bagaladi : 100 grammes ont donné 46 grammes de plomb et 8 milligrammes d'argent.

Minerai de Mammola : 100 grammes ont donné 50 grammes de plomb et 24 milligrammes d'argent.

Minerai de Grotteria : deux échantillons de galène, l'un *sans gangue*, l'autre *avec gangue*.

L'échantillon sans gangue contient, dans 100 grammes de minerai, 74 grammes de plomb et 19 milligrammes d'argent.

L'échantillon avec gangue, pour 100 grammes, renferme 45 grammes de plomb et 11 milligrammes d'argent.

EXPLICATION DE LA PLANCHE XI.

N° 1. Couches de gneiss granitoïde, traversées par du granit plus récent, route de Bagnora à Villa San-Giovanni. Les parties avec des hachures indiquent ces veines ou filons

de granit, qui, sur quelques points, ont l'apparence de weisteins.

N° 2. Ce petit plan de l'Argentiera Contrada Casciandra di Noara, levé vers la fin de novembre 1840, et rapporté à l'échelle de $\frac{1}{2}$ millimètre par mètre, indique aux lettres TT' d'anciens travaux menés en T sur des veines coureuses, et en T' à travers des bancs de schistes argilo-talqueux, pour reconnaître ces veines prolongées. Lors de la reprise, on suivit dans la galerie d'écoulement E une bande de quartz avec mouches de fer carbonaté, de pyrite cuivreuse, de blende et de galène. Plus tard, on approfondit le petit puits P, pour examiner la veine précédente dans la profondeur, au moyen de la galerie G qui n'a rien fourni de bon. On remarquera les différences des orientements. Ils sont indiqués par les lignes ponctuées à grands points.

La *fig.* n° 3 montre la physionomie d'un front de travail à Figarella le 17 octobre 1840, « une bande plissée de quarts noduleux métallifère dans les schistes argilo-talqueux. »

N° 4. Ancien plan de Santa-Maria di Novara, peut-être Figarella, qu'on nomme aussi Sorrovento ou Santissima Maria della Concessione.— 1. Galerie du milieu.— 2. Filon (*filone*). — 3. Une veine minérale. — 4. Galerie supérieure. —5. Prolongement du travail. — 6. Point correspondant à la galerie du milieu (c'est un point de repère de la coupe).— 7. Extrémité de la galerie.— 8. Puits. — 9 Ouvrage à ciel ouvert (*cavamento soprano*).—10. Galerie inférieure. — 11. Son extrémité. — 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18. Diverses vénules (*diversi filoncelli traversali*). —7 décembre 1755.

Dessin, *fig.* 5. Plan de la vieille mine dite San-Luiggi di Fondachelli, ou argentiera di Fondachelli. — 1. Galerie d'en haut. — 2. Traverse. — 3. Veine (*filoncello*). — 4. Extrémité de la galerie, en allemand *Feldorth* (*in Tedesco Feldorth*). — 5. Petites veines ou Trommer. — 6. Galerie du milieu. —7. Sept veines minérales.— 8. Extrémité de la galerie ou Feldorth. — 9, 10. Embranchement sur ladite galerie. — 11. Traverse (*ala*) dans ladite galerie principale. — 12. Deux petits filons (*filoncelli*) ou Trummer. — 13. Deux veines minérales qui ont été recoupées vers l'ouest, du côté de 14, par une autre traverse. — 15. Puits. — 16. Galerie inférieure. — 17. Filon (*filone*). — 18. Extrémité de la galerie. — 19. Filets

(*filone*) ; examiné en 1841, il n'a offert que de rares échantillons de bournonite, jamesonite, cuivre gris et pyriteux. — 20. Veine minérale. — 21. Galerie transversale. — 22, 23, 24. Diverses vénules (*diversi filoncelli*). — 25. — Puits inférieur. — 26, 27, 28, 29. Différents travaux de recoupement (*diversi cavi traversali*). — 30. Une nouvelle attaque. — 31. Nouveau puits. — 32, 33, 34. Plusieurs observations récentes pour explorer le terrain (*per visitare alcuni filoncelli*). — 35. Tranchée ouverte (*lavoro superficiale*). — 28 novembre 1755.

Fig. 6. Dessin d'une coupe de terrain sur la nouvelle route de la Marine, à Fiumedinisi. — On voit du calcaire ferro-manganésien, fendillé, interstratifié en masses assez puissantes avec des schistes talqueux. — Le calcaire étant fendillé s'est altéré à la longue. — Dans les crevasses on trouve de l'arragonite aciculaire, et, par places, du manganèse oxydé ferrifère.

Fig. 7. Plan des travaux abandonnés qui ont fourni du cuivre gris, du cuivre carbonaté bleu et de la bournonite, dans la contrada, au-dessus de la maison Deni. Les extrémités des galeries communiquent avec d'autres ateliers éboulés.

Fig. 8. Ancien plan de San-Carlo de Fiumedinisi, en avril 1760. — 1. Entrée de la galerie au haut de la montagne. — 2. Gradins (*scaline di miniere*) où il existe de bon minerai, sur 5 cannes de hauteur et de longueur. — 3. Entrée de la galerie dite de la baraque. — 4. Quatre gradins avec minerai, d'où le filon s'étend vers la galerie supérieure et celle inférieure. — 5. Puits de l'eau. — 6. — Bancs (*banchi*), nommés Saint-Jean Népomucène, riches en minerai, qui se prolongent aux galeries d'en bas et d'en haut. — 7. Entrée principale de la galerie d'écoulement, qui conduit à tous les autres travaux (dans ces derniers temps, les paysans la nommaient galerie de la Porte de fer, prétendant qu'une porte de ce métal interdisait l'accès des richesses enfouies en ces lieux). — 8. Bancs de minerai avec minéral en haut et en bas, dit de Saint-Pierre. — 9. Puits profond de 8 cannes, pour établir une communication avec la galerie nouvelle ; la plus basse destinée à écouler toutes les eaux et à permettre d'extraire avec plus de bénéfice (*per poter cavar con maggiore profitto*) une quantité de minerai plus considérable encore. — 10. Bouche de la nouvelle galerie inférieure en

contre-bas de l'ancienne galerie d'écoulement d'une hauteur de 30 cannes. — 11. Extrémité de la galerie 11, à laquelle il ne manque, pour la terminer et la mettre en communication avec le puits, que 10 cannes ½ environ.—12. Un travail de 12 cannes de longueur, qui fut exécuté en 1759, par ordre du conseiller Conca; mais qui, au lieu de marcher à l'occident, a été maintenu vers le nord.

N° 9. Plan à l'échelle de $\frac{1}{2}$ millimètre par mètre des travaux réouverts en 1841 à San-Carlo de Fiumedinisi. Ils ont présenté de beaux morceaux d'arragonite coralloïde et des stalactites de sels cuivriques. — La galerie F. (1)(2), en assez bon état, a prouvé que les veines de cuivre pyriteux et de bournonite se croisaient en tous sens avec des pendages différents. Dans celle G, menée à travers bancs, on a pourtant trouvé un filon minéral marchant transversalement. Non loin de ce point, en écoutant attentivement, on entend dans l'intérieur du terrain le bruit d'une chute d'eau souterraine. F et G ont leurs ouvertures dans la propriété de Puglieri.

Fig. 10. Affaissement d'une montagne en novembre 1839, et tel qu'il existait en mars 1841. Cette vue du Gialinello est prise d'un point peu éloigné de la mine de Santa-Caterina. La partie moyenne est calcaire, le bas de schistes modifiés talqueux.

Fig. 11. Disposition du minerai, blende, pyrites cuivreuses et ferrugineuses, mispickel, dans le plan des couches de la contrada Perare en Mammola. — S indique des schistes modifiés, ayant souvent l'apparence de micaschistes.

Fig. 12. Amas métallifère de Neblà ou Nebrà en Mammola.— C. Calcaire spathique avec mouches de galène.— S. Schistes siliceux imprégnés accidentellement de talc.

Fig. 13. Jonction du porphyre et des roches stratiformes, gneiss et schistes, à la cascade du ruisseau d'Ammanola, près Grotteria.

Fig. 14. Gîte plombeux d'Ammanola, la galène en mouches ne se trouve que dans la partie porphyrique allongée qui s'est introduite, en les brisant, dans les couches stratiformes.

Fig. 15. Plan et indication des recherches faites en 1756, aux environs de Longobucco (Calabre supérieure.)

DESCRIPTION

D'une chaudière à vapeur, chauffée par la flamme perdue de deux fours à puddler, suivie d'expériences sur la production en vapeur de cet appareil établi dans les usines d'Abainville (Meuse);

Par M. L. VUILLEMIN, Ingénieur civil.

Un mémoire, rédigé par M. Flachat, sur l'application de la chaleur perdue des fours à réchauffer au chauffage des chaudières à vapeur, à Abainville, a déjà paru dans le tome XVII (1re livraison de 1840) des *Annales des mines*. Ce mémoire, outre la description détaillée et très-exacte du chauffage des chaudières à vapeur par les fours à réchauffer le fer, et celle de la machine de 100 chevaux qu'elles font mouvoir, donne quelques indications sur l'ensemble des forges d'Abainville. Depuis leur établissement, ces appareils ont continué à fonctionner d'une manière très-satisfaisante. Des agrandissements ayant nécessité une plus grande force motrice pour l'élaboration du fer, on a construit de nouvelles chaudières à vapeur, dont l'une, chauffée par la flamme perdue d'un ou de deux fours à réchauffer, est pareille à celles qui ont été décrites, mais dont les autres sont chauffées par la flamme perdue de fours à puddler. Les précautions à prendre pour ne pas gêner la marche des fours à puddler, et ne pas augmenter la consommation du combustible, les résultats satisfaisants que l'on était loin de pré-

voir obtenus sur la quantité de vapeur produite, nous ont engagé à décrire avec détail ce nouvel emploi de la chaleur perdue, et à faire connaître le résultat d'expériences sur la quantité de vapeur que l'on peut obtenir d'un four à puddler.

Chaudière à vapeur.

Cette chaudière alimente de vapeur une machine de 30 chevaux, qui fait mouvoir les cylindres et la presse à cingler pendant les basses eaux; la machine est à cylindre oscillant, à haute pression sans condensation et à détente variable à la main.

La chaudière, timbrée à 5 atmosphères 1/2, a 6m,03 de longueur et 1m,25 de diamètre extérieur; les deux bouilleurs ont chacun 6m,400 de longueur sur 0m,600 de diamètre; on a donné un grand diamètre aux bouilleurs afin de mieux utiliser la flamme en la dépouillant de suite de son calorique par l'augmentation de la surface de chauffe, et afin de faciliter le nettoyage des dépôts de l'eau, qui diminuent considérablement la production de vapeur, lorsque la chaudière a fonctionné pendant quelque temps.

La surface de chauffe de la chaudière est de.	11,85 m. c.
Celle des bouilleurs.	23,40
Celle des quatre tubes de jonction des bouilleurs et de la chaudière.	2,20
Surface totale de chauffe. . .	37,45

Chaufferie.

La chaudière est chauffée simultanément par deux fours à puddler; mais chaque four a son carneau particulier, qui chauffe un des bouilleurs et la moitié de la demi-surface de la chaudière. On a évité de réunir la flamme des deux fours sous la chaudière et dans la cheminée, afin de ne pas con-

trarier l'opération du puddlage, qui présente différentes phases, pendant quelques-unes desquelles il est nécessaire que le four soit isolé. On aurait pu, il est vrai, isoler chaque four au moyen de registres, placés à la sortie; mais à une grande température, ces appareils sont toujours difficiles à manœuvrer, et pendant le temps qu'ils auraient été fermés, la flamme n'aurait pas chauffé la chaudière, inconvénient qui disparaît par la disposition adoptée.

Ces fours sont semblables à ceux dont on n'utilise pas la flamme. On travaille la fonte dans le grand four, et dans le petit on la chauffe au rouge avant de la placer dans le premier. Cette opération produit déjà une économie considérable de temps et de combustible. A Abainville, lorsqu'on ne chauffait pas la fonte avant de la puddler, on ne faisait que 7 charges en 12 heures, tandis qu'aujourd'hui on en fait 9 dans le même temps, sans consommer plus de combustible. Ainsi le chauffage préalable de la fonte a produit une économie de temps et de combustible dans le rapport de 9 à 7, ou environ 1/4. Fours à puddler

La grille du four a 0^{m},92 de longueur sur 0,60 de largeur, et reçoit environ 60 k. de houille par heure; sa section est de 0$^{m.c.}$,552; on trouvera plus loin, dans les expériences sur la production de vapeur, des chiffres sur la quantité de fer fabriquée, et sur la consommation en fonte et en combustible d'un four.

La *fig.* 1, *Pl. XII*, représente une vue extérieure et une coupe verticale de four à puddler, par la ligne J K du plan; et la *fig.* 2 une coupe horizontale des deux fours par la ligne LM.

Cheminées. Chaque four a sa cheminée spéciale; les deux cheminées sont accolées l'une à l'autre et réunies en un seul massif à l'extérieur; elles ont 20 mètres de hauteur au-dessus du sol; leur section intérieure au bas, jusqu'à $1^m,60$ de hauteur, est de $0^m,32 \times 0,32 = 0^{m.c.},1024$; depuis les plaques qui supportent le massif jusqu'au sommet la section est de $0,60 \times 0,55 = 0^{m.c.},3300$.

a a, *fig.* 1, 2 et 4, sont 6 piliers en fonte supportant 4 plaques *b b*, sur lesquelles est posé le massif extérieur des cheminées.

c, *fig.* 1, 2 et 4, est un cadre en fonte, maçonné avec une brique, placé vis-à-vis du carneau de la chaudière; on le débouche pour retirer la suie des carneaux.

d d, mêmes figures, sont des ouvertures en forme de voûtes, que l'on débouche pour nettoyer les carneaux des bouilleurs.

Carneaux. La section des carneaux des bouilleurs est de $0^{m.q.},310$; cette section, vis-à-vis les tubes de jonction des bouilleurs à la chaudière, n'est que de $0^{m.q.},2840$. Les carneaux de la chaudière ont une section de $0^{m.q.},2970$ dans toute leur longueur, même vis-à-vis des tubes de jonction.

ff, *fig.* 1, 3 et 4, foyers auxiliaires dont on se sert pour produire plus de vapeur, lorsque les besoins de l'usine l'exigent. La section de la grille est $0^{m.c.},360$. On y consomme du vieux bois, de la houille, ou du coke provenant de la fabrication du gaz d'éclairage.

e e portes des foyers.

h cendrier.

i porte du cendrier. Cette porte est toujours fermée, même lorsque l'on fait du feu dans les foyers *ff*, parce que, si elle était ouverte, l'air,

qui passerait à travers la grille, nuirait au tirage et, par suite, au travail du four à puddler; on ne l'ouvre que pour retirer les cendres. Quand on ne se sert pas du foyer *ff*, elle est mastiquée soigneusement avec de la terre à briques.

gg cadres en fonte, bouchés avec des portes en fonte briquetées, que l'on enlève pour nettoyer les carneaux et les bouilleurs à l'intérieur; on débouche également le derrière du fourneau de la chaudière pour retirer les cendres de houille dont le dépôt dans les carneaux est très-considérable. Le nettoyage est indispensable, car le dépôt de cendres diminue la section des carneaux, et en s'attachant aux bouilleurs et à la chaudière, il empêche la transmission du calorique à travers le métal; il a lieu toutes les trois semaines; le dimanche, on laisse refroidir le massif, et le lundi, on fait le nettoyage pour remettre en feu le soir.

Les carneaux des bouilleurs ont à peu près la forme d'une ellipse coupée en deux par une cloison de briques; la flamme de chaque four passe dans une moitié de cette ellipse, et de là se rend aux carneaux de la chaudière, séparés des précédents par une voûte en briques de 0,110 d'épaisseur (1).

rr, *fig.* 1 et 4, sont deux registres en tôle, placés dans le bas de la cheminée, dont les puddleurs se servent lorsqu'on ne chauffe pas la chau-

(1) On a établi depuis, à Abainville, une nouvelle chaudière à vapeur, chauffée également par deux fours à puddler, qui, au lieu de se trouver à angle droit avec le fourneau de la chaudière, sont dans l'axe de cette dernière; la forme des carneaux est une voûte en plein cintre, dont le centre est le même que celui des bouilleurs : cette disposition est préférable à la précédente.

dière. Lorsqu'on fait passer la flamme sous celle-ci on supprime le registre *r r*, et les ouvriers se servent des régulateurs *r′ r′*, placés à la sortie des carneaux de la chaudière. Par cette disposition, quand on ferme les registres *r′r′*, la flamme ou la fumée remplit les carneaux et chauffe la chaudière sans interruption, tandis que si les registres avaient été placés à la sortie du four à puddler, il y aurait eu interruption dans le chauffage de la chaudière, pendant tout le temps de leur fermeture, qui dure 7 à 8 minutes par charge de fonte.

Emploi de l'appareil.

Lorsque les eaux suffisent pour les trains de laminoirs, on arrête la machine à vapeur des cylindres dégrossisseurs; dans ce cas les fours ne chauffent pas la chaudière, et la flamme passe directement dans la cheminée. Il suffit pour cela de faire avec une brique de largeur une cloison *l* (*fig.* 1, 2 et 4), qui intercepte la communication des carneaux avec le bas de la cheminée et l'échappement du four à puddler, et de fermer les registres *r′ r′* qui empêchent l'air d'affluer des carneaux dans la cheminée; on rétablit les registres en tôle *r* et *r*; comme le tirage est plus actif, les ouvriers règlent l'échappement de leurs fours de manière à avoir une marche normale.

Lorsqu'on veut chauffer la chaudière, on débouche la cloison *l*, et on pourrait se contenter de fermer les registres *rr* pour empêcher la flamme de passer directement dans la cheminée et la forcer à passer dans les carneaux; mais comme ces registres ne ferment pas hermétiquement et qu'ils sont exposés à brûler pendant le travail, on fait une cloison horizontale *n*, *fig.* 1 et 4, dans la cheminée, à la hauteur de la voûte qui conduit la flamme sous les bouilleurs; les registres *r′* et *r*

sont toujours prêts à fonctionner et on les ouvre pour la mise en feu; les puddleurs augmentent l'échappement de leurs fours de manière à avoir un tirage suffisant.

Ces changements se font habituellement lorsqu'on arrête l'usine pour réparation, après trois semaines de travail; cependant il est arrivé plusieurs fois que l'on a été forcé, par manque d'eau, de passer du travail à l'eau à celui de la vapeur pendant la marche des fours; dans ce cas on cesse le feu pendant une demi-heure environ, le soir ou le matin, pendant que les ouvriers changent de tournée, et quand les changements de cloison sont faits, on pousse le feu pour chauffer le four et la chaudière; il faut environ six heures pour avoir de la vapeur, et le travail du four à puddler est interrompu presque pendant tout ce temps; c'est ordinairement quand il y a assez de vapeur que l'on reprend le travail du four.

Quand on veut cesser de chauffer la chaudière pendant la marche des fours, il suffit de fermer les registres r' r', d'abattre la cloison n et de remettre les registres r r; comme la cheminée est chaude, le travail n'est interrompu que pendant une heure environ; on ne rétablit pas de suite la cloison l; la fermeture des registres r' et r', et le tirage direct de la cheminée étant suffisants pour forcer toute la flamme à passer dans la cheminée.

Expériences sur la production de vapeur.

Cette expérience a été faite dans le but de s'assurer si une seule chaudière, chauffée par deux fours, suffirait pour la machine de 30 chevaux, fonctionnant par heure pendant environ 40 minutes, pour laminer le fer brut produit par 4 fours à puddler : la chaudière était neuve et n'avait pas encore été chauffée.

On a commencé par remplir d'eau la chaudière au moyen d'une pompe alimentaire, mue par la roue d'eau d'une soufflerie; le principal but de cette opération a été de s'assurer très-exactement de la quantité d'eau fournie par cette pompe qui devait servir à alimenter la chaudière pendant l'expérience. Après 12 heures 48 minutes d'alimentation, l'eau s'élevait à $8^{m},800$ au-dessus du fond de la chaudière, et la quantité d'eau introduite, mesurée par le volume des bouilleurs et de la chaudière, était de 8125 litres; la vitesse moyenne de la pompe a été de 10. 5 coups de piston par minute; en 12 heures 48 minutes il y a eu 8064 coups de piston qui ont donné 8125 litres d'eau, ce qui fait un peu plus d'un litre par coup de piston. On a adopté un litre pendant toute la durée de l'expérience; et outre l'opération précédente, la pompe a été vérifiée à plusieurs reprises, en mesurant directement l'eau donnée par plusieurs coups de piston, et on a toujours trouvé un litre par coup.

Lorsque la chaudière a été suffisamment remplie d'eau, on a allumé le feu des fours en le conduisant avec lenteur, afin de sécher le fourneau de la chaudière; au bout de 7 heures et demie l'eau a commencé à bouillir, mais ce n'est qu'après 21 heures de chauffage qu'on a commencé à puddler.

L'expérience a duré pendant 10 jours et demi de travail des fours. Elle consistait à alimenter la chaudière au moyen de la pompe, dont les coups de piston étaient comptés, à réduire cette eau en vapeur à la pression atmosphérique, et à laisser dégager la vapeur à mesure qu'elle se formait (pendant ce temps la roue d'eau faisait

DÉSIGNATION DES OPÉRATIONS.	DATES.	Heures d'ouverture et de fermeture des robinets d'alimentation. ouvert à	fermé à	Durée de l'alimentation.	…R. n° 2.	Houille brûlée.
	Avril.	h. s.	h. m.	h		
Remplissage de la chaudière.	19	12 30′	1 18′	12		
Mise en feu des fours à puddler à midi ; l'eau a commencé à bouillir à 7 heures 20 minutes du soir.	20	»	»	.		k.
Commencé l'alimentation de la chaudière	20	8s. 45	12 20	3		1.000
	21	7m.00	7m.30	0		200
On a chargé les fours en fonte le 21 à 9 heures du matin, les fours ont commencé à travailler.	21	10m.00	2s. 00	4		1.200
	21	5s. 00	7s. 10	2		
	21	9s. 10	1m.30	4	[illegible]	250
	22	3m.15	6m.10	2	[illegible]	650
	22	8m.00	2s. 00	6	[illegible]	650
	22	11 s. 50	3m.15	3		»
	23	5 s. 45	9m.50	4	[illegible]	700
	23	2s. 15	12m.30	10	[illegible]	650
	24	4m.55	9m.15	4	[illegible]	700
	24	11m.45	6s. 00	6	[illegible]	650
	24	9s.40	5m.10	7	[illegible]	650
	25	9m.00	4s. 20	7		»
	25	6s.35	5m.40	11	[illegible]	400
	26	9m.15	2s. 10	4	[illegible]	300
	26	6s. 15	2m.40	8	[illegible]	700
	27	6m.35	1s. 00	6	[illegible]	650
	27	6s. 15	3m.25	9	[illegible]	1.300
	28	7m.40	6s. 35	10	[illegible]	1.350
	28	9m.45	8m.20	10		»
	29	3s. 15	7m.00	15	[illegible]	650
	30	12m.25	11s. 35	11	[illegible]	1.250
	Mai.					
De 6 h. du matin à 8 h. du soir, on a brûlé dans les foyers auxiliaires, 2 st. 30 de vieux bois, pesant 1.023 kilogr.	1	4m.45	5m.45	1	[illegible]	1.350
	1	5m.45	3s. 35	9		»
	1	7s. 25	3m.35	8	[illegible]	700
Total.	j. 10 ½	»	»	h 174	[illegible]98	13.550

mouvoir les cylindres); enfin à mesurer très-exactement la houille consommée par les fours, et à s'assurer que leur marche n'était pas gênée.

Le tableau ci-joint indique les diverses opérations de l'expérience.

D'après les chiffres du tableau précédent, la quantité d'eau vaporisée est de 113300 litres; pour avoir exactement la quantité de vapeur produite par heure et par kilogramme de houille pendant le travail des fours à puddler, il faut retrancher : 1° la quantité de vapeur formée au commencement de l'expérience par la houille consommée pour la mise au feu; 2° celle qui a été produite par la combustion du bois que l'on a brûlé, comme essai, dans les foyers auxiliaires, à la fin de l'expérience.

1° le 21 à 9 heures du matin, il se trouvait dans la chaudière à peu près la même quantité d'eau qu'à la mise en feu; par conséquent toute l'eau d'alimentation introduite depuis le commencement jusqu'à 9 heures dumatin, le 21, a été vaporisée par la houille brûlée pour échauffer les fours; c'est environ 3,325 litres, qu'il faut retrancher de la totalité d'eau évaporée.

2° On a consommé à la fin de l'expérience 2st,30 de vieux bois de chêne et de hêtre, produisant très-peu de flamme, et dont le poids était de 1023 kil. En admettant que l'effet utile obtenu soit de 0,55, et que un kilogramme de bois produise 2,600 calories, l'eau vaporisée par ce combustible aurait été de

$$\frac{1023 \text{ kil.} \times 2600 \text{ cal.}}{650 - 10} \times 0{,}55 = 2285 \text{ lit. en } 14 \text{ heures.}$$

Ou 163 kil. par heure.

Retranchant ces deux quantités de la totalité de l'eau vaporisée, il reste 113320 — (2325 + 2285) = 107700 litres d'eau, réduite en vapeur en 251 heures 1/2 de travail des fours à puddler, pendant lesquelles on a consommé 29100 kil. de houille de Sarrebruck, de sorte que la production de vapeur a été de :

$$\frac{107700}{251\text{ h. }30'} = 428 \text{ kil. par heure.}$$

$$\text{et } \frac{107700}{29100} = 3^{k.},70 \text{ par kil. de houille.}$$

Théoriquement 1 kil. de houille développant 6000 unités de chaleur, l'effet utile obtenu en supposant l'eau d'alimentation à 10° est de :

$$\frac{3^{k.},7 \times (650 - 10)}{6000} = 0,40 \text{ environ.}$$

Ainsi les 0,60 de la chaleur produite par la houille sont employés à chauffer le fer et la fonte, à échauffer les maçonneries des fours et à produire le tirage de la cheminée.

Nous avons vu que la surface de chauffe de la chaudière est de 37,$^{m.c.}$45; chaque mètre carré de surface de chauffe a donc produit :

$$\frac{428}{37,45} = 12 \text{ kil. de vapeur par heure.}$$

Produits et consommation des fours.

Pour le four n° 1 qui, en 188 charges, a fabriqué 34109 kil. de fer brut, laminé aux cylindres dégrossisseurs en barres méplates, et qui a consommé 15550 kil. de houille, le poids moyen de la charge a été de 181 kil. de fer, et la consommation de combustible de 456 kil. de houille pour 1000 kil. de fer.

Pour le four nº 2, le poids moyen de la charge a été de 176 kil., et la consommation en combustible de 464 kil. de houille pour 1000 kil. de fer.

En tenant compte de la houille brûlée pour la mise en feu, la consommation moyenne des deux fours est de 496 kil. de houille pour 1000 kil. de fer. Cette consommation de combustible, qui est la chose principale dans les usines de l'Est, est à peu près la même que dans le travail ordinaire, lorsque la flamme n'est pas utilisée, comme on peut s'en convaincre par le tableau suivant :

Tableau du roulement pendant plusieurs mois.

DATES.	LA CHAUDIÈRE N'ÉTANT PAS CHAUFFÉE.						
	Nº des fours.	Nombre de charges.	Fonte employée.	Fer produit.	Houille brûlée.	Consommation au 1 000 k. de fer. Fonte.	Consommation au 1 000 k. de fer. Houille.
			kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
Mars 1841.	1	436	87.200	76.072	37.650	1.146	495
»	2	437	87.400	74.427	35.400	1.170	480
Novembre 1841.	1	457	91.400	80.897	39.300	1.136	487
»	2	356	71.200	61,309	30.650	1.160	500
Avril 1842.	1	342	68.400	61.362	29.400	1.120	480
«	2	301	60.200	52.906	26.200	1.137	494
	Consommation moyenne au 1000 k. de fer.					1.137 (1)	487,3

(1) Cette consommation en fonte, telle qu'elle est portée sur les livres de roulement, est plus forte que la consommation moyenne, qui n'est environ que de 1.080 de fonte pour 1.000 kil. de fer.

DATES.	La chaudière étant chauffée.						
	N° des fours.	Nombre de charges.	Fonte employée.	Fer produit.	Houille brûlée.	Consommation au 1000 k. de fer.	
						Fonte.	Houille.
			kil.	kil.	kil.	id.	kil.
Mai 1841.	1	449	89.800	80.176	40.050	1.120	499
»	2	407	81.400	70.421	35.150	1.128	499
Juillet 1841.	1	447	89.400	77.382	39.200	1.258	506
»	2	412	82.400	70.620	35.050	1.161	496
Mai 1842.	1	336	67.200	60.754	30.000	1.110	494
»	2	282	56.400	49.844	25.900	1.112	500
	Consommation moyenne au 1000 k. de fer.					1.133 (1)	499

La moyenne de la consommation de houille aux 1000 kil. de fer brut, d'après les chiffres ci-dessus, est un peu plus forte en chauffant la chaudière qu'avec le tirage direct; cette augmentation s'explique facilement en ce qu'il faut à peu près 6 heures de plus pour la mise en feu des fours, lorsqu'on se sert de la chaudière, car il faut échauffer l'eau et le fourneau, ce qui exige environ 450 à 500 kil.; en retranchant cet excédant de houille, on trouve que la consommation pendant toute la durée du travail est sensiblement la même, soit que l'on chauffe, soit que l'on ne chauffe pas la chaudière à vapeur.

Il en est de même à peu près pour la consommation de fonte et pour la quantité de fer fabriquée par mois.

Houille brûlée par heure. Le four n° 1 a consommé par heure 61k.,85 de houille et produit 228k.,66 de vapeur.

---

(1) Même observation qu'à la note ci-contre.

Le four n° 2 a consommé par heure $53^k,87$ de houille et produit $199^k,34$ de vapeur.

Durée d'une charge.

Les deux fours ont consommé 115,67 de houille et produit 428 kil. de vapeur par heure.

La durée moyenne d'une charge pour le four n° 1 a été de :

$$\frac{251^{h.}30'}{188} = 1^{h.}20', \text{ et pour le n° 2 } \frac{251^{h.}3'}{166} = 1^{h.}30'.$$

Le four n° 1 fait habituellement 18 charges en 24 heures, tandis que le four n° 2 n'en fait que 16; cela tient à l'habileté des ouvriers. Voici la durée des diverses opérations du puddlage pendant le travail d'une charge.

Fours	N° 1.	N° 2.
Pour charger la fonte du petit four dans le grand, et l'amener à l'état de fusion. . . .	8'	15'
Brassage de la fonte, le registre étant fermé.	6'	4'
Brassage de la fonte pour la convertir en fer, le registre étant ouvert.	24'	29'
Pour réunir le fer et former 5 loupes.	16'	15'
Pour cingler et laminer 5 loupes.	9'	10'
Durée totale d'une charge.	63'	73'

La durée d'une charge varie selon l'habileté des ouvriers, selon la température du four et la qualité des fontes; la durée moyenne 1 heure 20 minutes et 1 heure 30 minutes trouvée précédemment est plus grande que celle qui a été observée directement; cela provient de ce qu'il y a toujours deux temps d'arrêt à 6 heures du matin et à 6 heures du soir pour nettoyer les grilles et changer la tournée d'ouvriers.

2° Expérience.

Pour vérifier les résultats obtenus précédemment, on a fait une nouvelle expérience qui a duré 7 jours 1/2 pendant la marche de la machine

à vapeur ; sa pression moyenne était de 3 1/2 atmosphères ; on a évaporé en 182 heures de travail des fours 77191 litres d'eau, ce qui donne :

$$\frac{77191}{182} = 424 \text{ kil. par heure.}$$

Machine à vapeur.

Le train de cylindres dégrossisseurs est mu alternativement par la machine à vapeur ou par une roue d'eau, suivant l'état des eaux de la rivière ; chacun de ces moteurs agit sur l'arbre du volant par un engrenage et un pignon ; il suffit pour travailler avec l'un ou avec l'autre d'enlever 3 dents qui sont mobiles à l'engrenage dont le moteur ne doit pas agir ; le pignon placé sur l'arbre du volant passe alors dans le vide laissé par les dents ôtées, et ne fait pas mouvoir l'engrenage.

Voici approximativement la force motrice pour faire mouvoir les cylindres.

La vanne de la roue a $2^m,40$ de largeur ; elle est ouverte de $0^m,200$ avec une charge d'eau de 0,70 sur le centre pour communiquer aux cylindres une vitesse de 35 tours par minute ; la chute d'eau est de $3^m,85$; la roue est à aubes planes dans un coursier circulaire.

$$\text{Dépense d'eau par } 1'' = 0,60 \times 2,40 \times 0,200 \sqrt{2g \times 0,70} = 1.070 \text{ litres.}$$

$$\text{Force théorique de la roue } \frac{1070 \times 3,85}{75} = 55 \text{ chevaux.}$$

En supposant 0,50 pour coëfficient d'effet utile, la force nécessaire pour faire mouvoir les cylindres serait de 27 ch. 50.

Voici maintenant les principales dimensions de la machine à vapeur :

Diamètre du piston. . . .	0,^{m}66
Surface.	0, 3421
Course du piston.	1, 50
Volume engendré.	0, 51315

La machine fonctionne ordinairement pour le travail de 4 fours à puddler; mais depuis qu'elle fait mouvoir la presse à cingler en outre des cylindres, la chaudière ne lui fournit plus de vapeur que pour le laminage du fer de trois fours. Comme elle développe une force de 28 à 30 chevaux environ, il est évident que la vapeur ne suffirait pas pour la faire mouvoir d'une manière continue; aussi ne marche-t-elle que pendant environ 40 minutes par heure pour le laminage du fer de 4 fours, sans la presse à cingler; pendant le reste du temps on accumule la vapeur dans la chaudière en laissant augmenter la pression.

Pour avoir une idée de la force réelle développée par la chaleur perdue des fours à puddler, on peut partir des données suivantes :

Dans les foyers chauffant directement les chaudières à vapeur, on obtient environ 6 kil. de vapeur par kilogramme de houille, et la force d'un cheval exige à peu près 3 kil. 5 de houille pour des machines à haute pression et détente, en bon état. Nous avons vu que les deux fours à puddler consomment 115.65 de houille à l'heure; cette quantité correspond à 115. kil. 67 $\times$ 4/6 $=$ 77 kil. de houille brûlée dans un foyer direct pour produire de la vapeur; ces 77 kil. de houille représentent une force de

$$\frac{77}{3,5} = 22 \text{ chevaux.}$$

Or la machine développe 28 à 30 chevaux de force pendant 40 minutes sur 60, c'est-à-dire 20 chevaux environ d'une manière continue.

Le tableau suivant indiquant les variations de pression pendant la marche de la machine, la durée du cinglage et le degré de détente de vapeur, pourra servir à calculer la dépense de vapeur de la machine.

HEURES de mise en train.	HEURES d'arrêt.	DURÉE de la marche de la machine.	PRESSION à la mise en train.	PRESSION à l'arrêt	Abaissement de pression	Degré de détente.	NOMBRE de tours de la machine.	Nombre de charges laminées.	OBSERVATIONS.
		minutes.	at.	at.	at.				
6h. 13′	»	»	3,50	»	»	6/8	16,5	3	La détente est divisée en 8 parties ; 6/8 indique que la vapeur est admise dans le cylindre pendant 2/8 et qu'elle se détend pendant les 6 autres huitièmes.
6 26	»	»	3,10	»	»	5/8	16,5		
6 39	»	28	2,50	»	»	3/8	16,0		
6 41	6h. 41′	10	2,50	2,50	1,00	5/8	16,5	1	
7 »	7 10	20	2,90	2,50	0,40	5/8	16,5		
7 30	7 50	»	290	2,30	0,60	5/8	16,5	2	
7 52	»	»	2,30	»	»	4/8	16,0		
8 »	8 4	12	»	2,10	0,20	»	»	1	
8 17	8 26	9	2,70	2,40	0,30	6/8 et 5/8	16,5	1	
8 52	9 01	9	3,50	3,25	0,25	6/8	16,5	1	
9 04	9 14	10	3,25	3,00	0,25	6/8	15,5	1	
9 18	9 28	10	3,10	2,90	0,20	6/8	14,5	1	
9 32	9 41	10	2,90	2,30	0,60	5/8	15,0	1	
Totaux.		117′	at. 2,95	at. 2,57	at.	5/8	t. 16	12	
Moyenne. . . .		9′45″	2,76		0,38				

Il résulte de ce tableau que pour cingler les pièces de 12 fours, la machine a marché pendant 117 minutes, ce qui fait 9 minutes 45 secondes par charge; la pression moyenne à la mise en train a été de $2^{at.}$,95, en sus de la pression atmosphérique et $2^{at.}$57 à l'arrêt de la machine, ce qui donne une pression moyenne de $2^{at.}$76 pendant tout le temps de la marche; l'abaissement de pression a été de 0^{at}38 en 10 minutes de marche. La vapeur était admise dans le cylindre pendant 3/8 de la course et se détendait pendant 5/8. A 16 tours de la machine le volant faisait 64 révolutions et les cylindres 30.

Appliquons ces chiffres au calcul de la dépense de vapeur et à celui de la force de la machine.

Le volume du cylindre est de 0,51315; à chaque tour de manivelle, la dépense de vapeur, en détendant, à partir des 3/8 de la course, a été de

$$0.51315 \times 2 \times 3/8 = 0.383 \text{ m. cub. de vapeur.}$$

et par minute,

$$0.383 \times 16 = 6^{m.cub.}128.$$

Le poids d'un mètre cube de vapeur à 2^{atm},76 est de 1^{k},492; le poids de vapeur dépensé par minute par la machine est de

$$6.128 \times 1.492 = 9^{k}.143,$$

et par heure

$$9.143 \times 60 = 548^{k}.6.$$

non compris les fuites, tandis que la production par heure n'est que de 420 kilogrammes en moyenne, ce qui confirme le fait, déjà cité plus

haut, que la machine ne peut marcher continuellement avec la flamme de 2 fours.

Or, dans ces conditions de pression et de détente, elle a marché pendant 118′ pour cingler 12 charges, et elle a dépensé

$$118' \times 9^{k}.143 = 1080 \text{ k. de vapeur,}$$

non compris les fuites de vapeur, les pertes dues à la condensation, et le volume de vapeur perdu à chaque course dans les boîtes de distribution; on peut évaluer ces différentes pertes à 15 p. 100, de telle sorte, que la machine en 118′ aurait dépensé

$$1080 + (1080 \times 0.15) = 1242 \text{ k. de vapeur.}$$

Mais pendant le temps que le machine a dépensé ce poids de vapeur, la chaudière en a fourni, depuis $6^h,13'$ jusqu'à $9^h,32$, ou pendant $3^h,20'$; en adoptant 420 kilogrammes par heure, 420 kilog. $\times 3^h,1/3 = 1440$ kilog.

L'excès de production de vapeur de la chaudière, sur la dépense de la machine, a donc été de

$$1440 - 1242 = 198 \text{ k.}$$

en 3 heures 1/3 ou 60 kilog. par heure.

Le résultat du calcul est conforme à l'observation, car il arrive quelquefois que les soupapes de sûreté se lèvent pour laisser passer cet excès de vapeur. Il y a toujours suffisamment de vapeur pour laminer le fer produit par 4 fours à puddler; lorsque la chaudière et la machine sont en bon état, on profite souvent de l'excès de vapeur pour couper du fer aux cisailles, en faisant marcher lentement la machine.

Voici, d'après ces données, quelle est la force théorique de la machine, calculée par la formule connue, donnée par M. Combes (*Annales des mines*, tome V, 1834).

Volume des cylindres 0,51315.

Pression initiale de la vapeur 2 at. 76 ou 28510 kil. par mètre carré; la vapeur étant admise pendant 3/8, le travail théorique développé pendant une course de piston est :

$$0,51315\,(28510 \times 3/8 \times (1 + \log.\,(8-5) + 2,3026))$$
$$= 8540 \text{ kilogrammètres.}$$

La machine donnant 32 coups par minute, le travail par seconde sera de :

$$\frac{8540 \times 32}{60} = 4554 \text{ kil. ou } \frac{4554}{75} = 60 \text{ chevaux.}$$

La force de la roue d'eau étant de 27 chevaux 1/2 pour faire mouvoir les cylindres, et la machine produisant la même force, on voit que son effet utile est de :

$$\frac{27,5}{60} = 0,46.$$

Cette machine sort des ateliers de MM. Stehelin et Huber, de Bistchwiller; elle est bien confectionnée et d'une grande simplicité; son prix d'achat a été de 11.000 fr.; les chaudières, dont le poids est de 5.000 kil., coûtent 5.500 fr.

Conclusions.

Il résulte des expériences ci-dessus :

1° Que l'allure des fours à puddler n'est pas altérée en employant leur chaleur perdue pour le

chauffage des chaudières à vapeur, lorsque les appareils sont établis convenablement.

2° Que les fours produisent la même quantité de fer, sans consommer plus de fonte ni de houille aux 1000 kil. de fer brut.

3° Qu'une chaudière, de dimensions suffisantes, peut produire assez de vapeur pour alimenter une machine de 30 chevaux, faisant mouvoir des cylindres dégrossisseurs pour le laminage du fer fabriqué dans 3 et même 4 fours à puddler, suivant l'état de propreté des carneaux et de la chaudière.

4° Que la force développée par l'emploi de la chaleur perdue est d'environ 22 chevaux par four à puddler, utilisant préalablement sa chaleur perdue à chauffer la fonte.

5° Enfin que l'on peut sans inconvénient pour les fours, accroître la production de vapeur, en faisant du feu sous la chaudière et en choisissant le moment de travail le plus convenable pour charger de houille les foyers auxiliaires.

Il ne conviendrait pas d'employer une machine à basse pression pour l'emploi de la chaleur perdue, en général; car, dans les moments d'arrêt de la machine, qui dépense ordinairement plus de vapeur que la chaudière n'en produit, il faut qu'on puisse laisser augmenter la pression de la vapeur, pour l'utiliser pendant la marche de la machine. Les machines à vapeur à moyenne pression, détente et condensation sont celles qui paraissent convenir le mieux pour le travail intermittent du laminoir et l'emploi de la chaleur perdue du four. A Abainville, il y a trois machines de ce genre qui fonctionnent sous des pres-

sions variant de 1/2 à 3^{atm},1/2 : une seule, celle des dégrossisseurs, est à haute pression, la disposition des lieux n'ayant pas permis l'emploi d'un condenseur.

Nous terminerons ce mémoire en donnant le résultat de quelques expériences faites sur une chaudière à vapeur, chauffée tantôt par un four, tantôt par deux fours à réchauffer.

Lorsque la chaudière est chauffée par la flamme du four à petits fers seul, consommant environ 100 kilog. de houille à l'heure, on obtient 474 kilog. de vapeur à l'heure; lorsqu'elle est chauffée par ce même four, et le four à gros fer, qui consomme environ 3,000 kilog. par 24 heures ou 124 kil. par heure, la quantité d'eau évaporée par heure est de 1085 litres.

La chaudière a 3 bouilleurs, et sa surface de chauffe totale est de 44 mètres carrés.

La cheminée a 27 mètres de hauteur et 0,80 de diamètre carré.

Voici les dépenses approximatives de l'établissement de la chaudière et de la machine à vapeur du four à puddler :

Machine à vapeur de 30 chevaux, construite dans les ateliers de MM. Stehelin et Hubert, à Bitschwiller, prise à l'atelier.	11.000fr.
Montage de la machine.	500
Fondations en pierres et en bois.	3.000
Arbre de la machine, 2 paliers et l'engrenage faits à Abainville, pesant environ 5.000 kilogr. .	1.500
TOTAL POUR LA MACHINE.	16.000fr.

Chaudière à vapeur, avec ses accessoires rendus à Abainville.	6.150fr.

Report.	6.130 fr.
Maçonneries du four, y compris les matériaux et la main-d'œuvre.	1.100
Tuyaux, conduits de vapeur et d'alimentation de fer soudé, pompe d'alimentation, faits à Abainville.	1.350
TOTAL POUR LA CHAUDIÈRE.	8.600 fr.

SUR UN CUVELAGE

Exécuté aux mines de Vicoigne (Nord);

Par M. EVRARD, Ingénieur civil, ancien élève de l'École centrale des arts et manufactures.

Le cuvelage dont on revêt l'intérieur des puits de mines est soumis à une pression considérable qui dépend de la hauteur du niveau naturel des eaux. Une colonne d'eau de 50 mètres exerce sur une surface d'un mètre de longueur et de 30 centimètres de largeur une pression de 15,000 kilogrammes. Une pièce du meilleur bois de chêne de 15 à 16 centimètres d'épaisseur soumise à un tel effort éprouve déjà une légère flexion. Si elle n'est point absolument saine dans l'intérieur, si elle présente des gelivures ou des roulures qui ne sont point toujours visibles à l'extérieur, elle est bientôt pénétrée par l'eau qui, s'introduisant avec toute sa pression dans l'intérieur du bois, prolonge comme par l'effet d'un coin les fentes déjà commencées. Le bois se désagrégeant de plus en plus, la flexion augmente et la pièce finit par se rompre. L'irruption des eaux vient quelquefois compromettre l'existence d'un puits qui a coûté plus d'une année de travail et une dépense de plusieurs centaines de mille francs.

On conçoit facilement que la désagrégation du bois augmente en même temps que la flexion. Toute pièce qui vient à plier doit être remplacée immédiatement, car la rupture est imminente. Mais si on parvenait à maintenir chaque pièce dans l'état de flexion où elle se trouve amenée

par la pression sans que sa limite d'élasticité ait été atteinte, on empêcherait en même temps la désagrégation du bois d'une manière presque absolue.

Une autre cause de fatigue qui agit puissamment sur le cuvelage résulte des variations de niveau. Les pièces se rompent surtout aux mois de mars et d'avril alors que les eaux souterraines acquièrent leur hauteur maximum. Des accidents du même genre se manifestent quoique plus rarement aux mois de septembre ou d'octobre, époque de la hauteur minimum. Cet effet s'opère probablement par le relâchement du cuvelage, relâchement qui vient détruire entre les différentes assises superposées la solidarité qui les unit après le calfatage. C'est d'ailleurs ce que prouvent les fuites que l'on observe le plus souvent entre les joints calfatés aux époques que nous venons de citer.

Le point essentiel serait donc d'empêcher la flexion du cuvelage.

Dans quelques fosses construites avec des bois trop faibles on a placé un second cuvelage ou *fourreau*, dans l'intérieur du premier. Ce moyen est évidemment très-mauvais. Dès que l'on calfate le second cuvelage on reporte sur lui toute la pression des eaux; s'il n'a pas l'épaisseur suffisante pour résister seul, il cède également; s'il est assez épais il diminue considérablement le diamètre de la fosse.

Un des puits que j'ai fait exécuter à Vicoigne pour la société de l'Escaut, a traversé un niveau de 76 mètres de profondeur. Depuis la profondeur de 45 mètres, les bois soumis aux variations de pression des eaux souterraines ont quelquefois

donné lieu aux effets mentionnés plus haut et observés d'ailleurs dans toutes les fosses creusées à travers un niveau très-pesant. Pendant la première année quelques pièces de bois furent remplacées et le calfatage dut être réparé plusieurs fois.

Je cherchai les moyens de donner au cuvelage une roideur que la plus forte pièce de bois ne possède jamais d'une manière absolue quand elle est soumise à un effort de rupture transversale. La fonte seule résistant à l'écrasement me parut réunir les conditions favorables au but que je voulais atteindre, et le résultat que j'ai obtenu par des armatures de cette matière est venu pleinement confirmer mes prévisions.

J'ai fait disposer sur chaque trousse de cuvelage un cercle de fonte qui lui sert d'appui et forme une voûte d'une résistance bien plus grande que le cuvelage lui-même. Depuis près de deux ans que cette armature a été posée, la roideur des bois est telle qu'il ne s'est plus manifesté d'autre fuite que celles qui résultent de loin en loin de l'altération inévitable du calfatage.

La planche XIII donne la forme de l'armature en fonte.

La fosse est à dix pans; l'armature d'une trousse se compose de 20 pièces de fonte qui, étant mises en place, donnent à la fosse la forme cylindrique. Ayant calculé, d'après la résistance de la fonte, qu'une section de 25 centimètres carrés offrirait une résistance bien plus que suffisante, j'ai composé l'armature de dix pièces ND à section carrée de 5 centimètres de côté, et de dix pièces MN s'appuyant par une face plate contre le cuvelage (*fig.* 1 et 2). Ces pièces MN sont terminées par deux plans

de joint qui doivent coincider avec les plans de joint des pièces carrées ND, elles n'ont en leur milieu que 25 millimètres d'épaisseur sur 10 centimètres de largeur. Elles diminuent de largeur et augmentent d'épaisseur vers les extrémités suivant une forme indiquéé par la figure, de manière à présenter partout une section de 25 centimètres carrés.

La figure indique aussi une rainure parallèle à l'axe de la fosse et pratiquée dans les plans de joint de chaque pièce de fonte près de la courbe d'extrados.

Pour poser cette armature, on commence par fixer une pièce plate bien horizontalement sur le milieu d'une pièce de cuvelage au moyen de deux petits clous à pattes, puis on place une pièce carrée que l'on maintient au moyen de deux clous traversant deux petites oreilles d'un centimètre d'épaisseur coulées avec la pièce de fonte.

Quand les vingt pièces sont ainsi posées bien horizontalement, on met dans toutes les rainures une clavette E (*fig.* 3 de demi-grandeur d'exécution), puis une clavette F. Les têtes que portent les clavettes à leurs extrémités supérieures les empêchent de tomber avant qu'elles ne soient serrées, ou dans le cas où l'armature se desserrerait par suite d'une diminution de pression.

Les rainures doivent être remplies par les clavettes et leur laisser encore du serrage. Si quelques-unes se trouvent trop larges, on les remplit par la clavette E que l'on fait dans ce cas plus longue et plus épaisse et on la frappe de bas en haut. On enfonce ensuite à refus toutes les clavettes F, que l'on a eu soin de graisser, en fai-

sant frapper successivement tous les ouvriers sur chaque clavette.

Après cette opération l'armature a acquis une roideur extraordinaire. On examine avec soin la partie antérieure des plans ci-joints. Ceux qui se sont ouverts sont remplis au moyen de petits coins en acier non trempés que l'on entasse à refus et que l'on casse à fleur de la courbe d'intrados.

Les espaces C entre l'armature et le cuvelage sont ensuite remplis par des coins en bois convenablement taillés et fortement serrés.

Quand toutes les armatures sont posées et serrées, on place parallèlement à l'axe de la fosse, au moyen de tasseaux fixés au cuvelage, des bandes de spaté pour empêcher les tonneaux de s'y accrocher.

Par ce moyen la résistance du cuvelage se trouve plus que doublée et le diamètre de la fosse n'est diminué que de 60 centimètres environ.

De plus l'économie est certaine, si on compare la dépense à ce que coûterait un cuvelage d'une résistance double, qui n'aurait pas l'avantage d'être inflexible et serait d'ailleurs soumis à toutes les chances de fuites ou de rupture par suite de défauts cachés. En effet chaque trousse de fonte pèse 160 kilog. dont le prix à 35 francs les 100 kilog. est de 56 francs. Par mètre de hauteur, il y a rarement trois trousses. Dans cette hypothèse le prix de la fonte par mètre est de 168 fr. Le spaté coûte environ 21 fr.

Un mètre de hauteur de cuvelage cube 1,58 à 200 fr. 316.

Le prix d'un mètre de hauteur armé en fonte est de 505 fr.

Pour doubler la résistance des bois il faudrait leur donner 21 centimètres au lieu de 15. Or il est fort difficile d'obtenir des bois bien sains et aussi épais. Le prix serait au moins de 240 fr. le mètre cube, ce qui porterait la valeur du mètre de hauteur à 530 fr. Ce prix dépasse de 25 fr. celui du cuvelage armé en fonte.

RÉFLEXIONS

Sur les effets de la conicité des jantes des roues, et de la fixité des roues sur les fusées des essieux des voitures ou waggons qui circulent sur les chemins de fer;

Par M. COMBES, Ingénieur en chef des mines.

On doit distinguer les voitures ou waggons remorqués des locomotives qui les remorquent.

Les waggons sont tirés en avant de la même manière que des chariots sur un chemin ordinaire.

Les machines locomotives, au contraire, tirent le convoi qui les suit, et sont tirées en arrière. L'adhérence des roues, au sol, qui détermine la rotation des roues agit toujours en sens inverse de la force extérieurement appliquée à la voiture. Elle agit donc en arrière, en sens contraire du mouvement de translation, pour les waggons qui sont tirés, et elle agit au contraire en avant, dans le sens du mouvement de progression, pour les locomotives qui mènent le convoi, et qui sont tirées en arrière par ce convoi. Dans l'un et l'autre cas, la force d'adhérence a pour limite supérieure le frottement de glissement dû à la pression totale de chaque roue sur le rail qui la supporte.

Les rails des chemins de fer constituent un sol très-ferme sur lequel les roues roulent ; la résistance au roulement est occasionnée par l'inflexion des rails sous les roues, et les légères dénivellations qui se rencontrent à la jonction des rails contigus. La partie de la résistance provenant de l'inflexion est toujours fort petite, lorsque les rails, eu égard à leur forme, au poids des voitures et à la distance des supports, présentent une résistance suffisante à la flexion. Quant aux dénivellations qui se rencontrent à la jonction des rails, on parvient à les diminuer par les soins que l'on apporte dans la construction du chemin, mais il est impossible de les éviter complétement ; car, le changement de longueur des rails occasionné par les variations de température exige qu'on laisse entre deux rails contigus un espace libre qui varie avec la température au moment de la pose, et qui même est beaucoup plus considérable que celui qui correspond à l'allongement des rails sous les plus grandes variations de température atmosphérique ; les rails prennent en effet, pendant les chaleurs de l'été, et lorsqu'ils sont exposés à l'ardeur du soleil, une température plus élevée que celle de l'atmosphère : ils sont en outre sujets à des déplacements longitudinaux, et peut-être même à des allongements occasionnés par les pressions qu'ils supportent, ou par le mouvement des waggons. Malgré la jonction imparfaite des rails, la résistance au roulement sur les chemins de fer est réellement très-faible, et l'on peut la négliger par rapport à celle du frottement des essieux.

Les roues des voitures, au lieu d'être libres de se mouvoir en serpentant dans le sens transversal,

comme sur les routes ordinaires, sont obligées de circuler sur des bandes de fer dont la largeur est très-peu considérable. Pour les maintenir sur ces bandes, il a fallu munir de rebords soit les bandes de fer, soit les roues. On a d'abord construit des bandes plates en fonte munies de rebords intérieurs. Mais l'expérience a conduit à substituer à ces premiers chemins à ornières creuses, dits *tramm-roads*, des *rails* en fer forgé sans rebords, et à munir de rebords intérieurs les jantes des roues.

Les waggons destinés à circuler sur les *tramm-roads* sont construits d'une manière analogue aux voitures ordinaires. Les caisses sont portées sur deux paires de roues de diamètres égaux, mobiles autour des fusées des essieux qui sont fixés aux caisses.

Quant aux waggons destinés à circuler sur les rail-ways, ils ont été construits autrement. La caisse a toujours été portée sur deux paires de roues de diamètres égaux; mais chaque paire de roues a été invariablement fixée à l'essieu. Les essieux, participant ainsi au mouvement de rotation des roues, tournent dans des boîtes fixées aux caisses. Ils sont d'ailleurs assujettis à demeurer parallèles entre eux. On s'est bien rarement écarté sur les rail-ways de ce mode de construction, qui paraît approprié aux conditions de la circulation sur les chemins de fer.

En effet, quoique les roues soient maintenues sur les rails par les rebords intérieurs que l'on appelle *mentonnets* ou *boudins*, et qui viennent au besoin s'appuyer contre les faces internes des rails, il faut évidemment éviter que les rebords viennent presser les rails, parce que le

frottement qui en résulterait, s'exerçant à la circonférence des roues, augmenterait considérablement l'effort de tirage; que l'usure des mentonnets serait très-rapide; la sortie de la voie ou le déraillement rendu plus fréquent, et qu'enfin les chocs des mentonnets contre les inégalités que peuvent présenter à leur jonction les faces latérales internes des rails contigus, donneraient lieu à des mouvements brusques et saccadés dans le sens transversal à la voie, fort incommodes pour les voyageurs. Or, la fixation invariable de chaque paire de roues sur l'essieu tend à maintenir les waggons dans l'axe du chemin, dans le parcours des parties rectilignes de la voie; la force de tirage étant, en effet, sur les chemins de fer, une très-petite fraction du poids des waggons, il en résulte que le frottement des essieux tournant dans les coussinets, quand les roues sont fixées sur l'essieu, ou des boîtes tournant autour des fusées quand les roues sont mobiles, est dû presque entièrement à la pression provenant du poids de la caisse. Ainsi, en supposant les quatre roues d'un waggon mobiles autour des fusées, le frottement à la boîte serait pour chacune d'elles à très-peu près proportionnel à la partie du poids du waggon qu'elle supporte. Or, la force d'*adhérence*, la force avec laquelle chaque roue d'un waggon est tirée en arrière par l'action du sol sur l'élément superficiel de la jante en contact avec le sol, est déterminée, lorsque la roue tourne d'un mouvement uniforme, par la condition que le moment de la force d'adhérence soit égal au moment de la force de frottement par rapport à l'axe de la roue. Donc, les forces d'adhérence des quatre roues, lorsque celles-ci ne font que rouler

sur le sol sans glisser, et tournent d'un mouvement uniforme, sont proportionnelles aux pressions respectives dues au poids du waggon sur les quatre essieux, et par conséquent, si on compose ces quatre forces en une seule, la résultante sera contenue dans le plan vertical perpendiculaire aux essieux, passant par le centre de gravité de la caisse du waggon. Si la force de tirage est aussi contenue dans ce plan vertical, il est évident que le chariot ne tendra pas à tourner autour de son centre de gravité, et n'aura aucune tendance à dévier de la ligne droite. Mais si la force de tirage n'est pas contenue dans ce plan, le système aura une tendance à se mettre en travers de la voie, en pivotant autour de son centre de gravité, dans un sens tel, que ce point se reporte, par un mouvement d'avant en arrière, vers le plan vertical qui contient la ligne de tirage. Cette tendance sera combattue dans tous les cas par le parallélisme invariable des essieux, en vertu duquel il est impossible que le waggon dévie de la ligne droite sans que les roues glissent sur les rails dans un sens transversal. Mais les forces qui tendent à prévenir la déviation du waggon de la ligne droite seront bien plus grandes, si les roues sont invariablement fixées par paire sur les fusées des essieux. Car les deux roues fixées sur un même essieu étant alors assujetties à tourner avec une même vitesse angulaire, les forces d'adhérence pour les deux roues d'une même paire ne seront pas complétement déterminées comme dans le cas des roues indépendantes. Il suffira, dans le mouvement uniforme, que le moment des forces d'adhérence pour chaque paire de roues soit égal

à la somme des moments des forces de frottement qui agissent sur le contour de l'essieu qui porte ces deux roues, sans qu'elles soient proportionnelles aux pressions sur chaque roue. Le mouvement de rotation autour du centre de gravité ne pourra en effet avoir lieu sans que l'une des roues glisse sur le sol dans la direction du mouvement de progression du chariot. Or, avant de glisser sur le sol, la force d'adhérence de cette roue pour le sol deviendra égale à la pression totale de la roue multipliée par le rapport du frottement à la pression; c'est là en effet la limite de la force d'adhérence, et l'on comprend que cette limite sera toujours assez élevée pour que la résultante des forces d'adhérence du sol pour les roues soit contenue dans le même plan vertical que la force de tirage, auquel cas le waggon n'a plus aucune tendance à dévier de la ligne droite, et à se mettre en travers de la voie, bien que le plan vertical de la force de tirage soit écarté du centre de gravité du système.

Ces considérations me semblent décisives en faveur des roues fixées sur les essieux des waggons, pour le parcours des parties rectilignes des chemins de fer.

On pourrait objecter, il est vrai, que si les deux roues fixées sur un essieu présentent de petites inégalités de diamètre, ou des défauts d'ajustage, la liaison des deux roues à l'essieu tendra à faire dévier le waggon de la ligne droite, puisque l'une des roues devrait glisser d'une petite quantité, pour que le mouvement demeurât rectiligne. Mais on peut répondre que l'on donne aisément aux bandes des roues des diamètres égaux sur le tour, que leur calage sur l'essieu est susceptible

d'une grande précision, et que les défauts de l'ajustage, s'il en existe, peuvent être reconnus et corrigés après coup. Enfin, l'inégalité de diamètre des roues indépendantes montées sur les fusées d'un même essieu ou même des diamètres de ces fusées ou des boîtes des roues, aurait pour effet une tendance à faire dévier le waggon de la ligne droite, tout aussi bien que les inégalités de diamètre et les défauts d'ajustage des roues fixées sur l'essieu.

Nous avons considéré d'abord les forces extérieures appliquées à un waggon ou à une locomotive comme se réduisant à une forge de tirage, en avant ou en arrière, dirigée parallèlement à l'axe de la voie. Mais, indépendamment de la force de tirage, qui peut d'ailleurs être accidentellement oblique, les waggons et les locomotives sont sujets à être sollicités par des forces inclinées sur la direction de la voie, que nous supposerons encore rectiligne.

Ces forces accidentelles proviennent surtout de l'impulsion du vent, quand il souffle dans une direction qui n'est pas parallèle à l'axe de la voie. S'il y a un défaut d'horizontalité de la voie dans le sens transversal, la gravité tend aussi à pousser le waggon du côté du rail le plus bas.

Le waggon ne peut céder à ces forces et prendre un mouvement oblique à la voie, sans que les roues glissent sur les rails dans un sens exactement perpendiculaire à la voie, de sorte que le frottement de glissement est directement opposé au déplacement de la roue dans le sens transversal. En effet, lorsque les roues tournent sur les rails, sans glisser, l'arête ou ligne de contact de chaque roue, ou système de roues avec les rails, est à

chaque instant immobile dans l'espace absolu. Cette ligne est l'axe *instantané* autour duquel tourne la roue ou le système de roues. Si donc, le waggon se déplace dans le sens transversal à la voie, les roues continuant toujours à tourner sans glisser dans le sens de la voie, la ligne suivant laquelle se séparent les éléments de contact de la roue et du rail, est perpendiculaire à l'axe de la voie, et le frottement qui est dirigé suivant cette ligne de séparation mutuelle, est aussi perpendiculaire à l'axe de la voie. Il en serait tout autrement, si les roues éprouvaient un glissement sur les rails, dans le sens de l'axe de la voie, si par exemple elles étaient enrayées totalement ou partiellement. Le glissement s'opérerait alors suivant une ligne oblique à l'axe de la voie, et la résistance du frottement ne serait plus directement opposée aux forces qui poussent le waggon latéralement. Lorsque les roues ne glissent pas dans le sens de l'axe de la voie, le waggon ne peut céder à l'action des forces qui le poussent latéralement, qu'autant que l'intensité de ces forces est plus grande que celle du frottement de glissement des roues sur les rails. Dans le second cas, le waggon pourrait se déplacer dans le sens transversal, sous l'action d'une force qui le pousserait latéralement, quelque petite que fût cette force, parce que la résistance du glissement formerait, avec la direction de la force impulsive, un angle qui pourrait varier depuis 0° jusqu'à 90°. En se bornant à considérer le premier cas, et admettant que la résistance du frottement agit dans un sens directement contraire aux forces qui poussent latéralement un waggon, il reste encore à savoir quelle est l'in-

tensité du frottement. Les expériences par lesquelles Coulomb, M. Morin et d'autres expérimentateurs ont déterminé les intensités du frottement de glissement des surfaces, ont été faites sur des surfaces planes, glissant sur des surfaces planes, ou sur des axes tournant dans des paliers ou coussinets. Rien ne prouve que les résultats déduits de ces expériences soient applicables aux roues qui tournent sur des rails, système dans lequel l'élément superficiel de contact se déplace à chaque instant sur l'une et l'autre des surfaces qui se pressent mutuellement. Cette circonstance semble devoir diminuer l'intensité du frottement. D'ailleurs, n'est-il pas probable que, sous des vitesses aussi grandes que celles qui animent les convois qui parcourent des parties rectilignes de chemin de fer, de légers défauts de la voie, combinés avec l'élasticité des rails et des roues, suffisent pour que les roues abandonnent par intervalles les rails, et cessent de les presser pendant des instants très-courts, par suite de dénivellations accidentelles de la voie, ou à la suite de ressauts dus à des chocs, de telle sorte que la résistance opposée par le frottement aux forces latérales n'aurait pas une intensité constante, ne serait même pas continue, et que, par conséquent, une force latérale même faible suffirait pour pousser le chariot dans le sens transversal à la voie, et amener les mentonnets ou boudins au contact des rails.

C'est, sans doute, parce que l'expérience a fait voir, qu'avec des roues à jantes cylindriques, la poussée latérale du vent amenait les mentonnets au contact des rails et augmentait considérablement la force de tirage, que l'on a substitué aux

jantes cylindriques des jantes en forme de tronc de cône, dont la grande base est tournée du côté de l'axe de la voie. Suivant M. de Pambour, l'apothème des troncs de cône est inclinée de $\frac{1}{7}$ sur l'axe de la roue, c'est-à-dire qu'elle forme avec cet axe un angle dont la tangente trigonométrique est égale à $\frac{1}{7}$. Mais il paraîtrait que l'on a reconnu qu'une aussi forte inclinaison n'était pas nécessaire; car, dans les constructions les plus récentes, elle a été réduite à $\frac{1}{13}$ ou $\frac{1}{20}$.

Après avoir adopté, pour les jantes des roues, la forme conique, l'expérience a montré qu'il convenait de donner à la surface supérieure des rails une forme arrondie ou convexe, afin que les roues coniques ne portassent pas sur les rebords mêmes des champignons des rails, comme cela aurait eu lieu avec des rails plats, pour peu que les waggons se fussent écartés de l'axe de la voie, ou qu'il y eût un léger défaut dans la pose des rails, qui doivent être établis de façon que le plan longitudinal qui les divise en deux parties symétriques soit normal aux jantes coniques des roues d'un waggon occupant l'axe de la voie.

Si un waggon à roues coniques est pressé par une force latérale, ou si son centre de gravité n'est pas contenu dans le plan normal au milieu des essieux, ceux-ci tendent à prendre une position inclinée, par rapport à la ligne horizontale. Nous déterminerons la position d'équilibre strict du waggon sur les rails, c'est-à-dire la position que le waggon occuperait, s'il n'y avait pas de frottement des jantes des roues sur les rails.

Soient AB, CD (*fig. 4, Pl. XIII*) les apothèmes inclinées de deux roues fixées sur un même essieu; O le point de rencontre de ces

lignes prolongées par la pensée jusqu'au plan contenant l'intersection commune des deux surfaces coniques; OY la droite perpendiculaire, au milieu de l'essieu, qui divise l'angle AOC en deux parties égales. Dans le cas où le centre de gravité du chariot sera contenu dans le plan normal au milieu des essieux, la pression sur l'essieu, auquel est fixée la paire de roues que nous considérons, sera une force verticale agissant suivant la ligne YO de haut en bas et appliquée en un certain point G situé au-dessus du point O, à la même hauteur que le centre de gravité.

Il est clair que, dans ce cas, le système sera en équilibre sur les rails R et R′ lorsque la ligne qui joindra les points de contact M et M′ des roues opposées et des rails sera horizontale, et que ces points M et M′ appartiendront à des sections circulaires de diamètres égaux sur les deux roues.

Mais si le centre de gravité est en dehors du plan normal au milieu des essieux, la charge des deux roues AB, DC sera appliquée en quelque point g situé en dehors de la ligne YO. Il faudra alors, pour l'équilibre du système, que la ligne OY s'incline sur la verticale, et les points de contact des deux roues et des rails viendront sur les deux roues en m et m', de façon que la droite mm' qui joint ces deux points de contact soit toujours horizontale et égale à la largeur de la voie. Soit α l'angle d'inclinaison de l'apothème des roues coniques sur l'axe des essieux et des cônes. Cet angle est égal à $OMM' = OM'M$. Soit x l'angle inconnu dont la droite YO s'inclinera sur la verticale, dans un sens tel que la roue AB glisse en remontant sur le rail R, tandis que la roue CD placée, par

rapport à GO, du même côté que le point g, glisse en descendant et se rapprochant de l'axe de la voie sur le rail R'; mm' étant la nouvelle ligne horizontale qui joint les points d'appui des deux cônes, cette ligne mm' sera inclinée sur la ligne MM' d'un angle égal à x.

Appelons P, P' les pressions respectives des roues AB, CD sur les rails, en m et en m'.

Menons gG perpendiculaire à GO. Posons $GO = H$; $Gg = d$.

Menons gI et GZ normales à mm', OI et gK parallèles à mm'. OI et gK seront des lignes horizontales; GZ et gI des lignes verticales. Pour l'équilibre du système, nous devons écrire :

1° Que les composantes verticales des pressions P et P' sont égales à la pression appliquée en g, qui constitue la charge de la paire de roues, que nous désignerons par Q;

2° Que les composantes horizontales de ces pressions sont égales et de sens contraire;

3° Que la somme algébrique des moments des pressions P et P' exercées par les rails sur les roues, et de la charge Q des roues, par rapport à un point quelconque, le point O par exemple, est nulle.

Ces conditions sont exprimées par les trois équations suivantes :

$$P\cos(\alpha+x)+P'\cos(\alpha-x)=Q, \quad (A)$$

$$P\sin(\alpha+x)-P'\sin(\alpha-x)=0,$$

$$PL\frac{(\sin\alpha-x)}{\sin 2\alpha}+Q(H\sin x+d\cos x)=P'L\,\frac{\sin(\alpha+x)}{\sin 2\alpha}.$$

Les deux premières s'obtiennent sans difficulté, en observant que les angles Bmm' et D$m'm$ sont respectivement égaux à $\alpha+x$, et $\alpha-x$.

Quant à la troisième, il suffit d'observer que le moment de la force P appliquée en m, par rapport au point O, est $P \times mO$. Le moment de la force P′ appliqué en m', par rapport au même point, est $P' \times m'O$. Le moment de la force Q est : $Q \times OI$.

Or, le triangle $mm'O$, dans lequel l'angle en O est égal à $180° - 2\alpha$, fournit les deux équations :

$$mO = \frac{L \sin(\alpha - x)}{\sin 2\alpha}, \quad m'O = \frac{L \sin(\alpha + x)}{\sin 2\alpha};$$

d'ailleurs $OI = OZ + ZI = OZ + gK = H \sin x + d \cos x$.

En éliminant P et P′ entre les équations (A), on a, pour déterminer l'angle x, l'équation :

$$H \sin x + d \cos x = L \frac{\sin 2x}{\sin 2\alpha} = L \frac{\sin x \cos x}{\sin \alpha \cos \alpha},$$

ou en divisant par $\sin x \cos x$:

$$\frac{L}{\sin \alpha \cos \alpha} = \frac{H}{\cos x} + \frac{d}{\sin x}. \qquad (1)$$

D'ailleurs on a, dans le triangle MOM′;

$$MO = \frac{MM' \sin MM'O}{\sin MOM'} = \frac{L \sin \alpha}{\sin 2\alpha};$$

donc $$MO - mO = Mm = \frac{L}{\sin 2\alpha} (\sin \alpha - \sin(\alpha - x)). \qquad (2)$$

On a de même :

$$m'O - M'O = M'm' = \frac{L}{\sin 2\alpha} (\sin(\alpha + x) - \sin \alpha). \qquad (3)$$

Ces équations font connaître l'étendue dont la jante de chaque roue devrait glisser sur le rail pour faire passer le waggon de la position qu'il occupe, au milieu de la voie, à celle qui correspond à l'équilibre strict, pour un écart donné du

centre de gravité, de part ou d'autre, du plan normal au milieu des essieux.

L'angle x étant toujours très-petit dans la pratique, on peut le supposer égal à son sinus, et admettre que son cosinus est égal à l'unité. L'équation (1) donne alors pour l'angle x la valeur suivante :

$$x = \frac{d}{\frac{L}{\sin\alpha\cos\alpha} - H},$$

Les équations (2) et (3) se réduisent à :

$$M'm' = Mm = \frac{L}{\sin 2\alpha} \times x\cos\alpha,$$

et en y remplaçant x par sa valeur :

$$Mm = \frac{L}{\sin 2\alpha} \times \frac{d\cos\alpha}{\frac{L}{\sin\alpha\cos\alpha} - H} = \frac{L}{2} \times \frac{d\cos\alpha}{L - H\sin\alpha\cos\alpha}.$$

Cette valeur de Mm est évidemment toujours plus grande que $\frac{d\cos\alpha}{2}$; car on obtient cette dernière expression en augmentant le dénominateur du deuxième facteur, qui entre dans l'expression de Mm, de la quantité positive

$$H\sin\alpha\cos\alpha.$$

Elle se rapproche d'ailleurs d'autant plus de $\frac{d\cos\alpha}{2}$, que l'angle α est plus petit, et que la hauteur H est plus petite par rapport à la largeur L de la voie, parce qu'alors le terme $H\sin\alpha\cos\alpha$ devient plus petit par rapport à L. D'ailleurs, pour des valeurs de l'angle α inférieures à ce-

lui dont la tangente égale $\frac{1}{7}$, la valeur de Mm varie assez peu avec la grandeur de l'angle; ainsi, en supposant tang. $\alpha = \frac{1}{7}$, inclinaison des jantes indiquée dans l'ouvrage de M. de Pambour, on trouve :

$$\frac{L}{\sin\alpha\cos\alpha} = \frac{50L}{7} = 7{,}143L; \; x = \frac{d}{7{,}143L-H}.$$

$$Mm = \frac{25L}{7} \times \frac{d\cos\alpha}{7{,}143L-H} = \frac{d\cos\alpha}{2} \times \frac{7{,}143L}{7{,}143L-H}.$$

Si nous prenons $L = 1^m{,}45$, largeur adoptée en France pour nos chemins de fer; si nous admettons en même temps que $H = 1^m{,}45$, ce qui est à peu près la hauteur à laquelle doit se trouver le centre de gravité des locomotives au-dessus du plan de la voie,

il vient : $$Mm = \frac{d\cos\alpha}{2} \times \frac{7{,}143}{6{,}143}.$$

En remplaçant $\cos\alpha$ par sa valeur, et achevant les calculs numériques,

$$Mm = \frac{d}{2} \times \frac{7}{\sqrt{50}} \times \frac{7{,}143}{6{,}143} = 1.15 \times \frac{d}{2}.$$

Si nous supposons tang $\alpha = \frac{1}{20}$, ce qui se rapproche beaucoup plus des constructions actuelles, nous aurons :

$$\frac{L}{\sin\alpha\cos\alpha} = \frac{401L}{20} = 20{,}05L,$$

$$x = \frac{d}{20{,}05L-H},$$

$$Mm = \frac{401L}{40} \times \frac{d\cos\alpha}{20{,}05L-H} = \frac{d\cos\alpha}{2} \times \frac{20{,}05L}{20{,}05L-H}.$$

Pour $H = L$, on a :

$$Mm = \frac{d \cos \alpha}{2} \times \frac{20,05}{19,05}.$$

En remplaçant cos α par sa valeur en fonctions de tang α, et effectuant les calculs numériques,

$$Mm = 1,05 \times \frac{d}{2}.$$

Ces valeurs de Mm diffèrent, comme on voit, assez peu l'une de l'autre; elles sont toujours plus grandes que $\frac{d}{2}$, s'en écartent d'autant moins que l'angle α est plus petit, c'est-à-dire que le degré de conicité des roues est plus petit. On comprend donc qu'une conicité trop forte soit non-seulement inutile, mais même nuisible au point de vue que nous considérons ici. Au reste, un écart du centre de gravité du plan normal au milieu de la longueur des essieux, n'amène pas pour cela le waggon dans la position d'équilibre strict déterminée, ainsi que nous venons de le faire. Le waggon ne peut se déplacer qu'autant que les roues glissent sur les rails, et la résistance du frottement dont il n'a pas été tenu compte s'oppose à ce déplacement. En supposant que cette résistance soit par intervalles nulle ou insuffisante, et que le waggon se déplace dans le sens transversal aussitôt que les essieux du waggon commencent à s'incliner, les roues s'appuient sur les rails par des diamètres inégaux, et comme elles sont fixées par paire sur les essieux, les forces de frottement, dans le sens du mouvement de progression, tendent à ramener le waggon vers l'axe de la voie. En effet, si le waggon

écarté de l'axe de la voie circulait en ligne droite, il faudrait que les roues qui s'appuient par un rayon plus grand glissassent en arrière, ou que les roues qui s'appuient sur un rayon plus petit glissassent en avant, ou que les deux effets eussent lieu à la fois. Dans tous les cas, il en résulterait des actions des rails sur les roues qui tireraient les premières roues en avant, et les secondes en arrière, et qui tendraient ainsi à ramener le waggon vers l'axe de la voie. Ces forces auraient d'ailleurs d'autant plus d'énergie, pour un même écart dans le sens transversal, que la conicité des roues serait plus prononcée. Il résulte de là que le waggon doit prendre, sous l'influence d'un écart du centre de gravité, par rapport au plan normal, au milieu des essieux, un mouvement serpentant dans le sens transversal, et que l'amplitude des ondulations doit varier avec le degré de conicité de roues, la régularité de la voie, etc. Une plus forte conicité peut restreindre l'étendue de ces ondulations, bien que la position d'équilibre strict s'écarte davantage de la position dans l'axe de la voie, à mesure que la conicité des roues est plus prononcée.

Le mouvement ondulatoire dans le sens transversal est appelé mouvement de *lacet*; il est généralement attribué à la conicité des roues, parce qu'on suppose qu'il n'existerait pas pour des waggons portés sur des roues à jantes cylindriques.

Il est bien vrai que, dans ce dernier cas, le déplacement du centre de gravité d'un waggon ne tendrait pas à déplacer celui-ci dans le sens transversal; mais les forces extérieures obliques à la ligne suivie par le convoi et les irrégularités accidentelles de la voie détermineraient le dépla-

cement transversal des waggons à roues cylindriques, encore plus facilement que celui des waggons à roues coniques; or ce sont là les causes principales du mouvement de lacet, même pour ces derniers. Car, dans l'état régulier de la voie, et en l'absence de toute poussée latérale, la tendance au déplacement transversal, par suite d'un écart du centre de gravité de la charge, est très-petite, et doit être suffisamment contre-balancée par la simple force de frottement.

Examinons actuellement l'effet des forces obliques à la marche d'un waggon porté sur des roues coniques. Nous supposerons que la force qui pousse le waggon latéralement soit décomposée en plusieurs forces égales dirigées horizontalement dans le plan vertical de chaque essieu. Soit I la pression latérale située dans le plan de l'essieu que nous considérons; K la distance du point d'application de cette force au point O, mesurée sur la droite OY.

Concevons que cette force soit dirigée dans le sens indiqué par la flèche *uv*, et pour ne pas compliquer la question, supposons que le point d'application de la pression verticale soit situé sur la ligne OY en G.

Les équations d'équilibre seront alors, en conservant les notations dont nous avons déjà fait usage :

$$P\cos(\alpha+x)+P'\cos(\alpha-x)=Q,$$
$$P\sin(\alpha+x)-P'\sin(\alpha-x)=I, \qquad (X)$$
$$\frac{PL\sin(\alpha-x)}{\sin 2\alpha}+QH\sin x+IK\cos x=P'L\frac{\sin(\alpha+x)}{\sin 2\alpha},$$

De ces équations on tire, par l'élimination de P et de P',

$$\frac{Q \sin 2x + I \cos 2x}{\sin 2\alpha} = Q\frac{H}{L}\sin x + I\frac{K}{L}\cos x, \qquad (A)$$

L'équation (A) fournit une valeur approchée des angles d'inclinaison, assez petits pour qu'on puisse admettre que $\sin 2x = 2x$ et $\cos 2x = 1$. Dans ce cas, l'équation devient :

$$\frac{2Qx + I}{\sin 2\alpha} = \frac{1}{L}(QHx + IK).$$

Admettons, par exemple, que K soit égal à H, et que I soit la fraction $\frac{1}{m}$ de la pression Q.

L'équation devient, en divisant les deux mem- par Q :

$$2x + \frac{1}{m} = \frac{H \sin 2\alpha}{L}\left(x + \frac{1}{m}\right);$$

d'où $$x\left(2 - \frac{H \sin 2\alpha}{L}\right) = \frac{1}{m}\left(\frac{H \sin 2\alpha}{L} - 1\right),$$

et $$x = \frac{1}{m} \times \frac{H \sin 2\alpha - L}{2L - H \sin 2\alpha}.$$

$H \sin 2\alpha$ étant toujours plus petit que L, cette valeur de x est négative, ce qui montre que le chariot est poussé sur les rails par la force I dans le sens de cette force, et que ses essieux s'inclinent vers le bas du côté de la face poussée. La valeur de x, abstraction faite du signe, est :

$$\frac{1}{m} \times \frac{L - H \sin 2\alpha}{2L - H \sin 2\alpha}.$$

L'étendue du déplacement, dans le sens transversal, des roues sur les rails correspondante à cette inclinaison, est :

$$\frac{L}{\sin 2\alpha} \times x \cos \alpha = \frac{L}{2 \sin \alpha}\, x = \frac{L}{2 \sin \alpha} \times \frac{1}{m} \times \frac{L - H \sin 2\alpha}{2L - H \sin 2\alpha}.$$

Si nous supposons $L = H = 1^{m},45$, nous trouverons que le déplacement transversal correspondant à l'angle x a les valeurs suivantes :

Pour tang $\alpha = \frac{1}{7}$, le déplacement est $\frac{1}{m} \times 2,146$;

Pour tang $\alpha = \frac{1}{20}$, le déplacement est $\frac{1}{m} \times 6,869$.

Le déplacement correspondant à la position d'équilibre strict, sous l'action d'une poussée latérale, augmente, comme on voit, *rapidement*, à mesure que les roues sont moins coniques, et un assez fort degré de conicité paraît avantageux sous ce rapport.

Toutefois, la position d'équilibre strict ne saurait jamais être atteinte; l'action de la force qui pousse le convoi latéralement est d'abord combattue par le frottement des roues sur les rails, et ensuite, dès que l'axe des waggons n'est plus dans l'axe de la voie, par les frottements, dans le sens longitudinal, qui résultent de l'inégalité de diamètre des roues.

En définitive, une force latérale qui serait seulement égale à $\frac{1}{100}$ du poids d'un waggon *ne* pourrait écarter l'axe du waggon de l'axe de la voie que de $0^{m},02146$, si la conicité des roues était de $\frac{1}{7}$, et de $0^{m},069$, si la conicité était de $\frac{1}{20}$ seulement, abstraction faite même de l'action des frottements qui s'opposent au déplacement.

Examinons maintenant le parcours en ligne courbe.

La force capable de déterminer le mouvement curviligne d'un waggon dont le centre de gravité décrit une circonférence de cercle dont le rayon est R, avec une vitesse uniforme V, est égale et directement opposée à la force centrifuge, dont

l'expression est, en désignant par Q le poids total du waggon, $\frac{Q}{g} \frac{V^2}{R}$; elle est appliquée au centre de gravité du corps, et dirigée vers le centre suivant le rayon de la circonférence décrite.

Si donc nous admettons que l'effort de traction appliqué au waggon dirigé suivant la tangente à la courbe soit directement opposé à la résultante des forces résistantes provenant de l'action des rails sur les roues, il faudra, pour le mouvement circulaire, que les liaisons du système, c'est-à-dire les pressions normales des rails sur les roues, fassent à la fois équilibre au poids du waggon et à la force centrifuge, censée appliquée au centre de gravité du corps, et dirigée, dans un plan horizontal, suivant le rayon de la circonférence décrite. Si le rayon de la courbe est très-grand, par rapport à la largeur de la voie, on peut regarder les deux essieux comme étant dirigés suivant les rayons, et admettre que la force centrifuge totale peut se décomposer en plusieurs autres parallèles contenues dans le plan vertical de chaque essieu, appliquées au même point que les pressions respectives sur les essieux, ou plutôt que les résultantes des pressions des rails sur les roues fixées à un même essieu. Dans ce cas, nous aurons à considérer chaque paire de roues comme sollicitée par une force verticale Q provenant du poids de la voiture, et par une force horizontale, $\frac{Q}{g} \frac{V^2}{R}$, contenue dans le plan vertical de l'essieu, et provenant de la force centrifuge. Le point d'application de cette dernière force sera le même que celui de la force Q. Les conditions d'équilibre du sys-

tème seront exprimées par les équations (X) établies pour le cas d'une impulsion latérale dans le sens horizontal, dans lesquelles il faudra faire

$$I = \frac{Q}{g}\,\frac{V^2}{R}, \quad \text{et} \quad K = H.$$

Ces équations deviennent alors :

$$P\cos(\alpha + x) + P'\cos(\alpha - x) = Q,$$

$$P\sin(\alpha - x) - P'\sin(\alpha - x) = \frac{Q}{g}\,\frac{V^2}{R},$$

$$\frac{PL}{\sin 2\alpha}\sin(\alpha - x) + QH\sin x + \frac{Q}{g}\,\frac{V^2}{R}\,H\cos x = \frac{P'L}{\sin 2\alpha}\sin(\alpha + x).$$

On en tire

$$\frac{\sin 2x + \frac{V^2}{gR}\cos 2x}{\sin 2\alpha} = \frac{H}{L}\sin x + \frac{V^2H}{gRL}\cos x.$$

Si l'angle x demeure assez petit pour que l'on puisse supposer $\sin 2x = 2x$, et $\cos 2x = 1$, il vient

$$2x + \frac{V^2}{gR} = \frac{H\sin 2\alpha}{L}\left(x + \frac{V^2}{gR}\right),$$

et

$$x = \frac{\frac{V^2}{gR}(H\sin 2\alpha - L)}{2L - H\sin 2\alpha}.$$

Expression qui ne diffère de celle que nous avons trouvée, pour le cas où $K = H$, et où on suppose l'impression latérale $I = \frac{1}{m}Q$, qu'en ce que $\frac{1}{m}$ y est remplacé par $\frac{V^2}{gR}$, comme il était facile de le voir immédiatement.

L'angle x étant d'ailleurs déterminé, les rayons par lesquels les deux roues fixées sur un même

essieu s'appuient sur les rails sont entre eux, dans le rapport de leurs distances, aux sommets des troncs de cônes formés par les jantes des roues.

Or, en désignant par r le rayon moyen de chaque roue, celui qui correspond au point d'appui, lorsque l'axe du waggon est dans l'axe de la voie, la distance de cette section, au sommet du cône prolongée par la pensée, sera évidemment égale à $\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}$.

Les sommets des cônes sont donc situés sur les essieux à une distance égale à $\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}$ des cercles moyens des roues, et à une distance de la base commune aux deux surfaces coniques prolongées par la pensée vers l'intérieur de la voie égale à $\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}+\frac{L}{2}$. Quand l'axe de l'essieu est incliné d'un angle x à l'horizon, les distances des plans des cercles sur lesquels s'appuient les roues, aux sommets des cônes, sont égales à

$$\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}+\frac{L}{2}-mO\cos\alpha,$$
$$\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}+\frac{L}{2}-m'O\cos\alpha.$$

Remplaçant mO et $m'O$ par leurs valeurs en fonction de l'angle x, les expressions de ces distances deviennent :

$$\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}+\frac{L}{2}-\frac{L}{2}\,\frac{\sin(\alpha-x)}{\sin\alpha},$$
$$\frac{r}{\text{tang}\,\alpha}+\frac{L}{2}-\frac{L}{2}\,\frac{\sin(\alpha+x)}{\sin\alpha}.$$

Le rapport des rayons correspondants aux circonférences, par lesquelles les roues touchent les

rails, est égal à celui des deux expressions précédentes ; on a donc, en désignant ces deux rayons par r_1, r_2,

$$\frac{r_1}{r_2}=\frac{\frac{r}{\tan\alpha}+\frac{L}{2}-\frac{L}{2}\frac{\sin(\alpha-x)}{\sin\alpha}}{\frac{r}{\tan\alpha}+\frac{L}{2}-\frac{L}{2}\frac{\sin(\alpha+x)}{\sin\alpha}}, \qquad (a)$$

or $$\sin(\alpha-x)=\sin\alpha\cos x-\cos\alpha\sin x.$$

Cette expression, quand l'angle x est très-petit, est sensiblement égale à $\sin\alpha-x\cos\alpha$.

On a aussi, dans la même hypothèse,

$$\sin(\alpha+x)=\sin\alpha+x\cos\alpha;$$

portant ces valeurs approchées dans l'équation (a), celle-ci devient :

$$\frac{r_1}{r_2}=\frac{\frac{r}{\tan\alpha}+\frac{Lx}{2\tan\alpha}}{\frac{r}{\tan\alpha}-\frac{Lx}{2\tan\alpha}}=\frac{r+\frac{Lx}{2}}{r-\frac{Lx}{2}}.$$

Comme $\frac{Lx}{2}$ est toujours très-petit, on a pour valeur approchée

$$\frac{r_1}{r_2}=1+\frac{Lx}{r}.$$

Or, nous avons trouvé :

$$x=\frac{V^2}{gR}\times\frac{H\sin 2\alpha-L}{2L-H\sin 2\alpha},$$

et il faut faire attention que cette valeur est toujours négative ; ce qui montre que l'effet de la force centrifuge fait élever la roue qui repose sur le rail extérieur, de manière à incliner l'axe de l'essieu vers l'intérieur de la voie. La valeur numérique de x est donc, abstraction faite du signe :

$$\frac{V^2}{gR} \times \frac{L - H \sin 2\alpha}{2L - H \sin 2\alpha},$$

et en la substituant dans l'expression du rapport $\frac{r_1}{r_2}$, celle-ci devient :

$$\frac{r_1}{r_2} = 1 + \frac{V^2 L}{gRr} \times \frac{L - H \sin 2\alpha}{2L - H \sin 2\alpha}.$$

On voit que $\frac{r_1}{r_2}$ est toujours plus petit que $1 + \frac{V^2 L}{2gRr}$, parce que $\frac{L - H \sin 2\alpha}{2L - H \sin 2\alpha}$ est toujours plus petit que 1/2. La différence entre le rapport $\frac{r_1}{r_2}$ et $1 + \frac{V^2 L}{2gRr}$ est d'ailleurs d'autant moins grande que l'angle α est plus petit.

Si la position d'équilibre strict du waggon coïncide avec la position pour laquelle les circonférences développées de rayons r_1 et r_2 sont entre elles dans le même rapport que les longueurs développées des deux rails, extérieur et intérieur, le système des deux roues fixées sur un même essieu ne ferait que rouler, sans glisser sur les rails ; or, le rapport de longueur des deux rails développés est sensiblement égal, quand la courbe est d'un grand rayon,

à $$1 + \frac{L}{R}.$$

Il faudrait donc, pour qu'il n'y eût pas de glissement, ni de tendance au glissement sur les rails dans aucun sens, que l'on eût la relation

$$\frac{V^2 L}{gRr} \times \frac{L - H \sin 2\alpha}{2L - H \sin 2\alpha} = \frac{L}{R}.$$

On remarquera que le rayon moyen R de la courbe disparaît de cette équation; elle se réduit à

$$\frac{V^2L}{gr} \times \frac{L - H\sin 2\alpha}{2L - H\sin 2\alpha} = L, \qquad (a)$$

de sorte que lorsque le rayon de courbure de la voie est grand, par rapport à la largeur de la voie, la vitesse pour laquelle les roues n'éprouvent pas de glissement sur les rails dans le sens longitudinal, est la même, quelle que soit la grandeur du rayon de courbure de la voie, et ne dépend plus que de la largeur de la voie, de l'angle α, de la hauteur H et du rayon moyen r des roues. Remarquons encore que si l'angle α est fort petit, ou si la hauteur H est petite par rapport à la largeur de la voie; si enfin H sin 2α est négligeable par rapport à L, cette vitesse devient indépendante de la largeur de la voie, et même de la petite inclinaison des jantes des roues sur l'axe.

On a en effet, dans ce cas, à très-peu près :

$$\frac{L - H\sin 2\alpha}{2L - H\sin 2\alpha} = \frac{1}{2}, \quad \text{et} \quad \frac{V^2}{2gr} = 1.$$

où $V = \sqrt{19,62r} = 4.40\sqrt{r}$, par seconde.

Ceci est une limite inférieure de la vitesse pour laquelle les roues ne glisseraient pas dans les courbes; car, comme on a toujours

$$\frac{L - H\sin 2\alpha}{2L - H\sin 2\alpha} < \frac{1}{2} \quad \text{ou} \quad \frac{2L - H\sin 2\alpha}{L - H\sin 2\alpha} > 2,$$

la valeur de V fournie par l'équation (a) est toujours plus grande que celle que l'on tire de l'équation

$$\frac{V^2}{gr} = 2L.$$

Ainsi, par exemple, en prenant pour L et H les valeurs $1^m,45$, et supposant $\tan g\,\alpha = \frac{1}{7}$, on a

$$\frac{L-H\sin 2\alpha}{2L-H\sin 2\alpha}=0,4186,$$

et $$V^2=\frac{gr}{0,4186}=\frac{9,81r}{0,4186}=23,43r,$$

d'où $$V=4,80\sqrt{r}, \quad \text{par seconde,}$$

Quand les waggons circulent dans les lignes courbes avec une vitesse supérieure à celle qui satisfait à l'équation

$$\frac{V^2}{gr}=\frac{2L-H\sin 2\alpha}{L-H\sin 2\alpha},$$

on a $$\frac{V^2L}{gRr}\times\frac{L-H\sin 2\alpha}{2L-H\sin 2\alpha}>\frac{L}{R},$$

et par conséquent $1+\frac{Lx}{r}$ ou $\frac{r_1}{r_2}>1+\frac{L}{R}.$

Les développements des circonférences, par lesquelles les roues s'appuieraient sur les rails, dans la position d'équilibre strict, seraient donc dans un rapport plus grand que celui des longueurs developpées des rails extérieur et intérieur.

Le frottement des roues, dans le sens longitudinal, tendrait à ramener le waggon vers l'axe de la voie, ou plutôt vers la position où les circonférences développées des roues seraient dans le même rapport que les longueurs des rails, extérieur et intérieur, avant que la position d'équilibre strict fût atteinte.

Si la vitesse dans la courbe était au contraire plus petite que celle qui satisfait à l'équation

$$\frac{V^2}{gr}=\frac{2L-H\sin 2\alpha}{L-H\sin 2\alpha},$$

le rapport $\frac{r_1}{r_2}$ correspondant à la position d'équilibre serait plus petit que le rapport des longueurs des rails extérieur et intérieur. Les roues tendraient donc à glisser sur les rails dans le sens longitudinal, de façon que celle du plus petit rayon devrait glisser en arrière sur le rail intérieur, ou celle du plus grand rayon glisser en avant sur le rail extérieur. Ce glissement donnerait lieu à des forces qui tendraient à écarter la voiture de l'axe de la voie, et à la rapprocher de la position qu'elle prendrait sous une vitesse plus grande, et pour laquelle les roues se développeraient sur les rails, en roulant sans glisser. Dans l'un et l'autre cas, la différence des diamètres des roues tend à rapprocher le waggon de la position, pour laquelle $\frac{r_1}{r_2} = 1 + \frac{L}{R}$, en l'écartant de la position d'équilibre strict.

Bien que l'on ait soin de diminuer la vitesse dans le parcours des parties courbes des chemins de fer, celle-ci demeure cependant en général supérieure à celle pour laquelle on aurait $\frac{r_1}{r_2} = 1 + \frac{L}{R}$, dans la position d'équilibre strict, à cause du faible degré de conicité que l'on doit donner aux roues, pour éviter d'autres inconvénients qu'il est facile d'apercevoir. Mais si l'on place, dans les courbes, le rail extérieur à un niveau plus élevé que le rail intérieur, de façon à ce que la ligne transversale qui joint les points d'appui des deux roues soit inclinée à l'horizon, vers l'intérieur de la courbe, cette inclinaison s'ajoutera à celle qui résulte de la conicité des roues pour faire équilibre à la poussée latérale due à l'action de la force

centrifuge. Supposons en effet que dans la figure la ligne mm' qui joint les deux points d'appui des roues sur les rails, soit inclinée d'un angle i sur l'horizontale, l'extrémité m' appuyée sur le rail vers lequel la poussée latérale est dirigée étant plus haute que l'extrémité m, il est évident que dans ce cas la génératrice AB de la roue appuyée en m formera avec l'horizontale un angle égal à $\alpha + x - i$, tandis que la génératrice de la roue opposée appuyée en m' formera avec l'horizontale un angle égal à $\alpha - x + i$. Ainsi dans les équations d'équilibre du système formées, en négligeant l'influence du frottement dans le sens transversal à la voie, l'angle x sera remplacé par $x - i$; on trouverait donc dans le cas où le wagon serait sollicité par la force centrifuge,

$$x - i = \frac{V^2}{gR} \times \frac{H \sin 2\alpha - L}{2L - H \sin 2\alpha},$$

et

$$x = i + \frac{V^2}{gR} \times \frac{H \sin 2\alpha - L}{2L - H \sin 2\alpha}.$$

Cette valeur de x peut être négative, positive ou nulle, puisque le deuxième terme du second membre est toujours négatif, eu égard aux valeurs des quantités L, H et α, dans les constructions. D'ailleurs on a toujours pour le rapport des rayons par lesquels les deux roues s'appuient sur les rails :

$$\frac{r_1}{r_2} = 1 + \frac{Lx}{r},$$

et pour que les roues ne glissent pas dans le sens longitudinal le wagon étant arrivé à la position d'équilibre strict, il faut que l'on ait :

$$\frac{Lx}{r} = \frac{Li}{r} + \frac{LV^2}{gRr} \times \frac{H \sin 2\alpha - L}{2L - H \sin 2\alpha} = \frac{L}{R},$$

ou $$i - \frac{V^2}{gR} \times \frac{L - H\sin 2\alpha}{2L - H\sin 2\alpha} = \frac{r}{R},$$

d'où $$i = \frac{r}{R} + \frac{V^2}{gR} \times \frac{L - H\sin 2\alpha}{2L - H\sin 2\alpha}. \qquad (m)$$

L'angle i étant toujours fort petit peut-être pris égal à sa tangente, et l'on a alors, en désignant par e l'exhaussement du rail extérieur par rapport au rail intérieur :

$$\frac{e}{L} = \frac{r}{R} + \frac{V^2}{gR} \times \frac{L - H\sin 2\alpha}{2L - H\sin 2\alpha}.$$

Prenons par exemple $L = H = 1^m,45$; $R = 500$ mètres, et supposons $V = 16$ mètres par seconde ou 36 kilomètres à l'heure. Nous aurons :

$$\frac{e}{L} = 0{,}002r + 0{,}0204 \times \frac{1 - \sin 2\alpha}{2 - \sin 2\alpha},$$

pour $\operatorname{tang}\alpha = \frac{1}{7}$, $\frac{e}{L} = 0{,}002r + 0{,}0085$,

pour $\operatorname{tang}\alpha = \frac{1}{20}$, $\frac{e}{L} = 0{,}002r + 0{,}0095$;

pour un rayon des roues $r = 0^m,50$ ces valeurs deviennent respectivement :

$$\frac{e}{L} = 0{,}0095, \quad \text{et} \quad \frac{e}{L} = 0{,}0105.$$

Ainsi l'exhaussement du rail extérieur serait pour une voie de $1^m,45$, de $13^{mill.},8$ pour des roues à jantes inclinées de $\frac{1}{7}$ sur l'axe, et de $15^{mill.},2$ pour des jantes inclinées de $\frac{1}{20}$. L'exhaussement du rail extérieur devrait donc être à peu près le même pour des jantes inclinées de $\frac{1}{7}$ ou de $\frac{1}{20}$. D'ailleurs cet exhaussement doit être en raison inverse des rayons des courbes.

Si l'on porte la valeur de i donnée par l'équa-

tion (m) dans l'expression de l'angle x, celle-se réduit à

$$x = \frac{r}{R}.$$

C'est-à-dire que l'angle d'inclinaison de l'axe des essieux sur la voie est constamment égal au rapport du rayon de la roue au rayon de la courbe. Ainsi pour une courbe de 500 mètres de rayon et des roues de 0,50 de rayon, l'angle x serait égal à $\frac{1}{1000}$.

La distance du point d'appui des roues de la courbe à la circonférence moyenne de la roue ou au milieu de la jante serait toujours exprimée par

$$\frac{L}{2 \sin \alpha} \times x = \frac{L}{2000 \sin \alpha}.$$

Si tang $\alpha = \frac{1}{7}$, cette distance est

$$\frac{L\sqrt{50}}{2000} = 0{,}003535L = 0^m{,}005 \text{ pour une voie de } 1^m{,}45;$$

Si tang $\alpha = \frac{1}{20}$, la distance est :

$$\frac{L\sqrt{401}}{2000} = 0.01L = 0{,}0145 \text{ pour une voie de } 1^m{,}45.$$

Ces déplacements varient d'ailleurs en raison inverse des rayons des courbes. Il résulte de ces considérations, 1° qu'il faut exhausser convenablement le rail extérieur dans les courbes ; 2° qu'on peut franchir des courbes de 500 à 1000 mètres de rayon avec des vitesses de 36 kilomètres par heure avec des waggons à roues coniques, sans danger et sans augmentation notable de la résistance ; 3° qu'un jeu de 1 1/2 centimètres de chaque côté entre les mentonnets des roues et les rails suffit dans les courbes de 500 mètres de

rayon, même avec des roues dont les jantes n'ont que la faible inclinaison de $\frac{1}{30}$, si l'on a pris soin d'exhausser convenablement le rail extérieur.

NOTICE

Sur l'emploi du bois et de la tourbe dans la métallurgie du fer;

Par M. ACHILLE DELESSE, élève ingénieur des mines.

DEUXIÈME PARTIE.

EMPLOI DE LA TOURBE DANS LA MÉTALLURGIE DU FER.

Depuis longtemps on a fait des essais pour utiliser la tourbe dans les arts métallurgiques, mais son emploi d'une manière un peu régulière ne date que d'un petit nombre d'années, et généralement quoique ce combustible existât en grande abondance dans plusieurs localités, on l'avait jusqu'à présent dédaigné, parce qu'on ne pensait pas qu'il pût développer la haute température nécessaire pour le travail du fer et de la fonte. Des essais entrepris dans les Landes, le Wurtemberg, la Bohême et la Bavière, ont cependant été couronnés de succès, et il est permis de croire que l'emploi de la tourbe dans la métallurgie est destiné à s'étendre, à mesure que le perfectionnement des voies de communication permettra d'amener ce combustible à bas prix dans les usines où on peut le consommer. Je vais essayer dans cette notice de présenter les observations que j'ai pu faire sur la fabrication de la fonte au moyen d'un mélange de tourbe et de charbon, puis je m'occuperai de la fabrication du fer avec la tourbe dans les fours à reverbère.

I. *Fabrication et deuxième fusion de la fonte avec un mélange de charbon de bois et de tourbe.*

Plusieurs mémoires, insérés dans les Annales des mines, font connaître tout le parti qu'on peut tirer de la tourbe pour le puddlage et même pour le réchauffage du fer; mais jusqu'à présent, on n'avait pas pensé pouvoir employer la tourbe dans les hauts-fourneaux, pour la fabrication de la fonte, et les avis des métallurgistes étaient très-partagés à cet égard. Depuis longtemps M. Berthier avait recommandé l'emploi de la tourbe et du charbon de tourbe; M. Karsten au contraire ne pensait pas qu'on pût se servir avec avantage de ce combustible dans les hauts-fourneaux. Le Journal des Mines, principalement dans les tomes XIV et XV, contient aussi une polémique assez vive relative à l'emploi de la tourbe; mais il me semble qu'on ne doit pas avoir toute confiance dans les résultats obtenus par M. Wagner, l'un des antagonistes de la tourbe, qui a évidemment fait plusieurs de ses expériences dans un but de contradiction, en remplaçant par exemple 0,48 de la charge en charbon par un égal poids de charbon de tourbe : la marche du fourneau devait nécessairement être altérée. Quoi qu'il en soit, dans plusieurs parties de l'Allemagne l'administration des mines a admis en principe la possibilité de fabriquer de la fonte de bonne qualité avec un mélange de charbon de bois et de tourbe, ou de charbon de tourbe : ainsi, dans la Bohême et la Bavière, qui possèdent de riches tourbières, on n'accorde de concession de hauts-fourneaux dans

diverses localités, qu'à la condition d'employer une certaine proportion de tourbe.

Occupons-nous d'abord des usines de Ransko, qui sont situées à l'extrémité sud-ouest de la Bohême. Usine de Ransko, seigneurie de Polna, Bohême.

Ces usines, qui appartiennent au prince de Diétrichstein, et sont dirigées avec beaucoup d'habileté par M. Vurm, offrent deux hauts-fourneaux et deux cubilots qui vont avec un mélange de tourbe et de charbon de bois; il y a en outre plusieurs feux d'affinerie. Le personnel est de quatre cents ouvriers. Hauts-fourneaux et cubilots allant avec la tourbe et le charbon de bois.

Je m'occupe d'abord du haut-fourneau dont je vais décrire le matériel. Haut-fourneau.

La tourbe provient de tourbières qui se trouvent à quelques lieues de Ransko; on l'exploite, comme à l'ordinaire, avec le louchet, et on la coupe en briquettes dont les trois dimensions sont environ 35-16-13 centimètres. Ces briquettes sont exposées en tas à l'air, pendant la belle saison, elles se dessèchent et éprouvent un retrait qui réduit leur volume du tiers, en sorte que, quand on les transporte à l'usine, leurs trois dimensions sont à peu près 18-9-6. Un mètre cube contient 590 de ces briquettes rangées avec soin. Description du matériel. Tourbe.

Généralement, la tourbe n'est employée qu'une année après son exploitation; il est même quelquefois bon d'attendre plus longtemps. Elle est déposée sous des hangars qui se trouvent à côtédu haut-fourneau : par conséquent elle se trouve à l'abri de la pluie. Du reste, on ne lui fait subir, pour l'employer, aucune préparation; on avait d'abord essayé de la carboniser, mais on a cru reconnaître que pour Ransko le charbon obtenu n'est pas beaucoup

plus avantageux que la tourbe elle-même, et il revient plus cher : on essaya ensuite de la dessécher dans des fours chauffés par les flammes perdues des hauts-fourneaux ; cependant ce fut également abandonné, parce qu'il fallait d'immenses appareils pour dessécher toute la tourbe nécessaire à la consommation de l'usine, que cette opération est toujours dangereuse, la tourbe prenant feu avec une très-grande facilité, et enfin parce que l'avantage retiré compensait à peine les frais de manipulation.

En France et dans le Wurtemberg on a essayé à plusieurs reprises de comprimer la tourbe pour lui faire perdre son eau et condenser la matière combustible sous le même volume ; mais l'expérience a fait voir que cette opération est dispendieuse et difficile à exécuter à cause de l'élasticité de la tourbe ; en outre beaucoup de substance combustible s'échappe avec l'eau comprimée ; aussi à Ransko on emploie de la tourbe non comprimée. On conçoit du reste qu'une certaine condensation de la matière combustible de la tourbe a lieu dans le haut-fourneau ou dans le cubilot, par le poids des charges qui se trouvent au-dessus d'elle quand elle arrive au point où se fait la combustion.

La tourbe employée à l'usine de Ransko est donc simplement desséchée à l'air ; elle a au moins une année d'exploitation, et elle a été préservée de la pluie par des hangars. On en distingue deux variétés : 1° *Spechtorf*, 2° *Fasertorf*.

1° La première, sous le même volume, renferme plus de matières combustibles que la seconde, ce qui fait qu'on la préfère, quoiqu'elle contienne un peu plus de cendres. Elle est brun noirâtre, com-

pacte; récemment coupée, elle a un aspect gras. Elle brûle lentement, avec une flamme longue et blanche, et en répandant une mauvaise odeur; elle a plus d'eau que la deuxième espèce de tourbe, mais une fois qu'elle l'a perdue, elle ne la reprend pas aussi facilement que cette dernière. Elle se trouve dans les parties de la tourbière dans lesquelles les eaux sont stagnantes : elle pèse 267kil. le mètre cube (1).

2° La deuxième espèce de tourbe est composée de petits filaments minces; elle a une couleur brune un peu claire; elle se laisse facilement comprimer et brûle très-rapidement, pour ainsi dire, comme de la paille. Elle se trouve dans les portions de la tourbière où les eaux sont courantes, et ce n'est autre chose que la première espèce de tourbe, dans laquelle une partie de la matière combustible tenue a été enlevée par les eaux : le mètre cube pèse 182 kilog., c'est-à-dire un tiers de moins que celui du *spechtorf*.

Dans l'une et l'autre espèce de tourbe, on trouve des morceaux de bois ayant le plus généralement la grosseur du doigt; elle ne contient qu'une petite quantité d'une cendre ferrugineuse, et on peut admettre que le poids moyen du mètre cube est de 225 kilog.; c'est donc une tourbe assez légère.

Le stère coûte rendu à l'usine 1fr.,34.

Le charbon qu'on emploie appartient principalement aux essences résineuses, et surtout au sapin; $\frac{1}{5}$ au plus provient de chêne, de hêtre et de bois feuillu. Il n'est pas de bonne qualité, et on Charbon.

(1) Pour la conversion des mesures autrichiennes en mesures françaises, on a admis que 1 p. Vienne = 0m,316. 1 liv. V. = 0k,56, 1 florin = 2 fr. 59 c.

y trouve beaucoup de fumerons. Cela tient à ce qu'on carbonise même les tocs et les racines, qui ordinairement ne sont pas employés à cet usage, et qu'on les place entiers dans la meule, en sorte que leur carbonisation ne se fait que très-imparfaitement. Ces tocs à demi carbonisés, qui ont souvent des dimensions énormes, sont ensuite passés dans le haut-fourneau : ainsi j'en ai vu charger un qui avait $1^m,00$ de longueur sur $1^m,00$ de largeur et $0^m,60$ d'épaisseur: cette pratique ne me semble pas devoir être recommandée, mais on voit par ces renseignements sur la nature et la qualité du charbon qu'il n'est pas étonnant que la consommation en devienne quelquefois considérable : les poids et les prix du stère sont du reste donnés par le tableau suivant :

Charbon résineux.	pèse.	125 k.	coûte. .	fr. 4,14
Charbon dur pèse.	*id.*	213	*id.*	5,49
Charbon employé à l'usine.	*id.*	143	*id.*	4,40

Je ferai observer que le prix d'un volume de charbon est plus que le triple de celui d'un égal volume de tourbe ; il sera donc avantageux de remplacer, autant que possible, le charbon par de la tourbe.

Minerai. Le minerai consiste principalement en oxyde anhydre argileux, d'une richesse de 20 à 21 p. o/o. Le mètre cube pèse 1235 kilog. et coûte $2^{fr.},81$; par conséquent, le prix du quintal mét. est $0^{fr.},23$.

On passe aussi 20 p. o/o d'oxyde magnétique, qui est préliminairement grillé ; ce grillage se fait dans un four à réverbère, au moyen des gaz du haut-fourneau, pris à $1^m,60$ du gueulard, et appelés dans le four par une cheminée de tirage. Ce minerai perd un peu de son poids par le grillage, sa richesse est de 38 p. o/o. Le mètre cube

pèse 2625 kilog. et coûte 26fr.,10 : par conséquent le prix du quintal mét. est 0fr.,98.

Le calcaire qu'on emploie pour castine est assez impur; le mètre cube pèse 1422 kilog. et coûte 6fr.,83 : par conséquent le prix du quintal métrique est 0fr.,48. Une partie des gaz pris au-dessous du gueulard est employé à calciner ce calcaire dans une espèce de four à réverbère, et la chaux obtenue est ensuite vendue dans le pays. Castine.

Quant au haut-fourneau lui-même, ce qu'il présente de plus remarquable, c'est un grand diamètre au ventre et surtout au gueulard ; par suite il a une chemise fort large. On conçoit du reste que cette disposition est avantageuse, parce qu'il faut plus de tourbe pour remplacer un certain volume de charbon de bois. La hauteur du creuset, la largeur aux tuyères, l'élévation des tuyères au-dessus du fond, sont les mêmes que dans les fourneaux ordinaires au charbon de bois, et elles n'ont pas été modifiées. Il y a un creuset puisard qui est disposé comme le montre la figure 2 : par conséquent on peut, quand cela est nécessaire, avoir de la fonte pour le moulage sans être obligé d'arrêter la marche du fourneau ; la fonte qui se trouve dans le creuset puisard est recouverte avec du fraisil et reste parfaitement liquide. La figure fait voir du reste qu'il y a une ouverture, comme à l'ordinaire, pour faire la percée et couler les gueuses. Haut-fourneau. fig. 1 et 2. Pl. XIV.

Un appareil à air chaud, placé au gueulard, est chauffé avec les flammes perdues ; la température de l'air est moyennement de 110 degrés Réaumur, et sa pression de 0m,37 d'eau.

On lance 25 mètres cubes d'air par minute, au moyen de deux tuyères latérales, ayant la forme et les dimensions que donne la figure 1.

Le diamètre d'une buse est de $0^{m},052$; sa distance au bord de la tuyère, $0^{m},78$.

C'est une machine à vapeur qui donne le vent nécessaire aux deux hauts-fourneaux et aux deux cubilots ; elle est à peu près de la force de 16 chevaux.

Les campagnes sont longues et durent ordinairement 90 semaines.

Travail. Je m'occupe maintenant du travail du haut-fourneau : la marche est moins régulière qu'avec le charbon seul, mais les tuyères restent claires ; il n'y a pas d'engorgement, et la tourbe est toujours complétement brûlée ; seulement les laitiers sont plus noirs et plus pâteux : du reste, le travail est donné d'une manière complète par le tableau suivant qui fait connaître les résultats obtenus pour plusieurs semaines les plus remarquables de la campagne et donne les consommations limites ; ce tableau montre aussi comment on a pu augmenter successivement la quantité de tourbe et diminuer au contraire celle du charbon.

TABLEAU *du travail du haut-fourneau.*

SEMAINE de campagne	PRESSION du vent.	TEMPÉRATURE de l'air.	NOMBRE des charges.	POIDS du minerai chargé.		POIDS de la castine.		TOURBE.	CHARBON.	BOIS en nature. Klafter de 2m.c.,844.	FONTE obtenue.		Richesse du minerai. 0/0	FONTE obtenue si la richesse eût été de 20 0/0.	PRODUCTION moyenne de toute la campagne.		POUR 1 Q. DE FONTE. Tourbe.	POUR 1 Q. DE FONTE. Charbon.	POUR 1 Q. DE FONTE. Bois en nature.
				q.	l.	q.	l.	Tonne de 4 p c. ou 0mc,126.			q.	l.		q.	q	l.	pi. c.	p. c.	p. c.
43	14''	110°	495	2.934	72	171	20	990	2.475	»	605	2	20,6	587	303	37	6,5	16,3	»
44	14	110	490	2.904	48	170	13	980	2.450	»	607	»	20,9	580	303	37	6,4	16,1	»
45	14	110	480	2.736	»	160	»	1.440	1.920	»	608	6	22,2	547	303	38	9,4	12,6	»
46	14	110	500	2.736	»	160	»	1.500	2.000	»	609	18	22,2	548	303	40	9,8	13,10	»
48	14	110	485	2.543	4	149	6	1.455	1.940	»	611	75	24	509	303	55	9,5	12,6	»
50	14	110	543	2.530	8	148	70	1.900 ½	1.900 ½	»	611	49	24	509	303	70	12,4	12,4	»
*52	14	110	538	2.450	88	145	30	2.017	1.745	»	603	96	24,6	491	303	65	13,3	11,5	»
*53	14	110	527	2.363	4	138	40	1.978 ½	1.710 ½	»	603	21	25	482	303	61	13,1	11,3	»
*56	14	110	580	2.378	88	140	80	2.176	1.884	»	600	59	25	480	303	44	14,5	12,5	»
*57	14	110	579	2.376	»	139	20	2.173	1.880	»	602	81	25	482	303	40	14,4	12,4	»
58	14	110	577	2.378	88	140	»	2.166	1.873	10	600	55	25	480	302	47	14,4	12,4	3,5
59	14	110	592	2.429	28	142	40	2.223	1.921	12,5	601	18	24,7	486	303	30	14,7	12,7	2,9
60	14	110	610	2.504	16	145	60	2.294	1.976	22	600	81	23,9	508	303	25	15,2	13,1	2,8
61	14	110	638	2.617	92	153	60	2.398	2.068	20	607	70	23,2	223	303	26	15,7	13,6	3
62	14	110	564	2.067	84	121	60	1.512	2.436	20	500	6	24,1	414	302	39	12	19	2,2
71	18	120	560	2.086	56	70	43	2.240	1.680	»	400	51	19,2	417	300	»	22,1	16,8	»
72	18	125	555	2.067	84	70	40	2.220	1.665	»	401	82	19,4	414	300	80	22	16,5	»
73	18	120	550	2.118	24	73	6	2.200	1.650	»	400	56	19	421	301	50	32	16,5	»

Il faut observer qu'il y a plusieurs années, quand on travaillait encore à l'air froid, puis ensuite à l'air chaud, mais avec le charbon de bois seulement, les consommations étaient comme il suit pour un quintal métrique de fonte.

	Charbon.	
	st.	k.
Air froid	1,57	224
Air chaud.......	1,25	179

Maintenant on marche à l'air chaud avec un mélange de tourbe et de charbon de bois, et il faut par quintal métrique de fonte :

	Tourbe.		Charbon.	
	st.	k.	st.	k.
Minimum. . . .	0,71	160	0,56	80
Bonne allure. . .	0,77	173	0,67	96
Maximum. . . .	1,23	277	0,92	132

La consommation donnée comme *minimum* a été rarement obtenue dans les deux hauts-fourneaux ; celle des semaines 52, 63, 56 et 57 du tableau correspond à une *bonne allure* : c'est celle qu'on obtient quand on a du charbon et de la tourbe de bonne qualité.

Enfin on peut regarder à peu près comme la consommation *maximum* pour le mélange de tourbe et de charbon celle des semaines 71, 72, 73 du tableau; elle est considérable, mais si elle diffère autant de la consommation qui la précède, cela tient à ce que la qualité de la tourbe et celle du charbon varient et aussi la richesse du minerai : on peut voir en effet que cette dernière a beaucoup diminué ; car elle est ordinairement de 23 p. o/o, tandis que pour les trois dernières semaines de travail elle n'est que de 19 p. o/o. L'é-

lévation de température de l'air qui était chauffé à plus de 120° par la flamme perdue fait voir du reste que la tourbe employée alors devait contenir plus de matières volatiles qui se dégageaient et brûlaient au gueulard sans produire autant d'effet utile dans l'intérieur du fourneau.

Si on compare la consommation quand on marche à l'air chaud et au charbon de bois, avec la consommation d'une *bonne allure* pour le mélange de 1 volume de charbon avec 1,16 de tourbe; on trouve que dans le haut-fourneau :

1 volume tourbe = 0,75 charbon.
1 poids tourbe = 0,47 charbon.

Comme il importe surtout de ne pas s'exagérer les avantages qu'on peut retirer de l'emploi de la tourbe, il faut observer que ces résultats correspondent à une bonne allure du fourneau; par conséquent, il ne faudrait pas compter qu'on les obtiendrait toujours en substituant une certaine proportion de tourbe à du charbon. Pour la consommation maximum, par exemple, la quantité de charbon équivalente à 1 de tourbe est beaucoup moindre; ainsi, 1 v. t.=0,27 v. ch.; 1 p. t.= 0,17 p. ch.; et l'emploi de la tourbe est alors plus dispendieux que celui du charbon. D'un autre côté, comme la tourbe de Ransko est légère et n'est pas d'une qualité supérieure, il est peu probable qu'on obtienne généralement des nombres inférieurs à cette dernière limite.

La différence entre la consommation *maximum* et *minimum* quand on brûle un mélange de tourbe et de charbon de bois est de :

$0^{st.},52$ t.$+0^{st.},36$ ch.$=(0^{st.},52+0^{st.},36\,\frac{4}{3})$ t. $=1$ st. tourbe.

Ainsi on voit que la quantité de combustible

consommée par quintal de fonte produit, peut varier entre des limites assez étendues suivant la qualité de la tourbe, celle du charbon, la richesse du minerai et enfin toutes les autres circonstances qui peuvent influer sur la consommation. Ces variations qu'on observe sur le tableau dans la quantité de tourbe qui peut être substituée à une certaine quantité de charbon, tiennent surtout à ce que la tourbe est un produit inégal, et c'est même un des inconvénients de son emploi; mais il faut observer cependant que ces variations ne sont pas à beaucoup près aussi grandes qu'elles le paraissent d'abord; car à partir d'une certaine limite la richesse du minerai va sensiblement en diminuant; pour rendre la comparaison plus exacte, il faudrait donc ramener d'abord le minerai à avoir même richesse.

Si on suit sur le tableau les résultats qui ont été obtenus en augmentant successivement la quantité de tourbe chargée dans le haut-fourneau, on trouve que la production diminue; comme, toutes choses égales d'ailleurs, la production du minerai est proportionnelle à sa richesse, il est facile de calculer la production qu'on aurait obtenue, si la richesse avait été constante et de 20 p. 0/0 : on trouve alors que pour le mélange de tourbe et de charbon qui correspond à l'allure normale, on obtient 484 q. V. de fonte, tandis qu'avec le charbon seul, elle était moyennement de 585; par conséquent on a une diminution de 17 p. 0/0. On reconnaît de même que pour les trois dernières semaines du tableau qui sont des plus mauvaises de la campagne, la moyenne de la production est de 417 q. V. et par conséquent la diminution est de 28 p. 0/0. C'est

un inconvénient qui résulte de l'usage de la tourbe, et auquel il faudra avoir égard quand on voudra l'employer comme combustible dans un haut-fourneau.

Enfin le tableau fait encore voir que la quantité de castine qu'il est nécessaire d'ajouter va en diminuant, à mesure que la proportion de tourbe augmente; ainsi quand le volume de la tourbe chargée est de 0,40 de celui du charbon, il faut 28 de castine pour 100 de fonte; quand ce volume est de 1,33 il ne faut plus que 17 p. 0/0 de castine. Ce résultat de l'expérience avait été annoncé par M. Berthier dans la Voie sèche (page 304, t. 1) à l'article du charbon de tourbe, dont il recommande l'usage pour la métallurgie du fer et en particulier pour le travail du haut-fourneau.

M. Vurm a essayé de passer du bois en nature, avec le mélange de tourbe et de charbon; mais les résultats qu'il a obtenus et qui sont rapportés depuis la 58ᵉ jusqu'à la 62ᵉ semaine du tableau n'ont pas été satisfaisants. Il est même arrivé que les quantités de charbon de tourbe qu'il a fallu charger ont augmenté au lieu de diminuer; du reste cela ne paraîtra pas étonnant, si on observe que le bois qui a été employé pour ces essais était humide et consistait principalement en branchages souvent non dépouillés de leurs feuilles.

De ce qui précède il est facile de conclure que le prix de revient du quintal métrique de fonte brute obtenue avec la tourbe et le charbon de bois peut être établi de la manière suivante :

Frais spéciaux.

Pour 1 quintal métrique de fonte.

Minerai 434 k.	0,8 d'oxyde anhydre à 0f.,23 le q. m.=0,184 ; 0,2 oxyde magnétique à 0f.,98 le q.m.=0,196 — soit à 0f.,38	1f.,65	
Calcaire 23 k. à 0f.,48 le q. m.		0,11	6f.,07
Combustible.	Tourbe 0st,77 à 1f,34 le stère.	1,03	
	Charbon 0st,67 à 4f.,40 le st.	2,93	
Main-d'œuvre : 6 ouvriers.		0,35	

Frais généraux.

Frais de direction et d'entretien seulement. .	0,64
Les autres frais généraux qui sont ceux résultant de l'intérêt du capital industriel et du fonds de roulement, peuvent être évalués à 2 fr. 17 c.	2,30
Prix de revient du q. m. de fonte brute. .	9,01

Comparons ce prix de revient avec celui qu'on obtiendrait si on travaillait au charbon de bois seulement et sans employer la tourbe.

	fr
Minerai 434 kil.	1,65
Calcaire 30 kil.	0,14
Charbon 1st.,25.	5,50
Main-d'œuvre.	0,35
Frais généraux et divers.	2,86
Prix de revient de 1 q. m. fonte au ch. de bois.	10,50

Par conséquent, on voit que le bénéfice résultant de l'emploi de la tourbe est, quand le fourneau marche bien, environ de 1fr.,50 par quintal métrique de fonte.

Le prix de la vente de la fonte brute étant de 16 frans, le bénéfice total est pour l'usine de 6 à 7 francs par quintal métrique de fonte.

L'usine de Ransko fait voir qu'on peut très-bien se servir de la tourbe en nature pour la fa-

brication de la fonte; mais il est évident qu'il y aurait plus d'avantage à remplacer la tourbe par le charbon de tourbe; si, à Ransko, on n'a pas trouvé que cet avantage fût assez grand pour qu'on dût employer le charbon de tourbe, cela tient sans doute à ce que la carbonisation était faite avec peu de soin et d'une manière inhabile.

Schlakenwerth Bohême.

D'après des renseignements qui m'ont été communiqués par M. Debette, il y a à Schlakenwerth, près de Carlsbad en Bohême, un haut-fourneau qui marche avec un mélange de charbon de bois et de charbon de tourbe. Le minerai est composé d'hydroxyde de fer, d'oxyde magnétique, et de fer carbonaté lithoïde un peu pyriteux; on y ajoute 13 p. o/o de calcaire, et le mélange a une richesse de 27 p. o/o en fonte. Le charbon de bois, qui provient de bois tendre, pèse 141 kilog.; quant à la tourbe, on l'exploite sur les plateaux de l'Erzgebirge à plus de 1000 mètres de hauteur, et son exploitation n'est guère possible que pendant deux mois de l'année. On la carbonise comme le bois en meules circulaires, et on obtient un charbon très-dense, ayant beaucoup d'éclat, qui, en moyenne, ne contient pas plus de 5 p. o/o de cendres : le stère pèse 300 kilog. L'analyse d'un échantillon de ce charbon de tourbe a donné à M. Debette : charbon fixe, 0,67; matières volatiles, 0,30; cendres, 0,03. L'examen de ces cendres a montré qu'elles contiennent un peu plus de 0,006 de sulfate de chaux, le reste étant de l'oxyde de fer et de l'argile. Par fusion avec la litharge, on obtient 25 gr. de plomb: le pouvoir calorifique est donc élevé et de $25 \times 230 = 5750$ calories.

Le haut fourneau a conservé les dimensions

qu'il avait lorsqu'il marchait au charbon de bois, elles sont données par le croquis, *fig*. 3. On y lance de l'air chauffé à 70 degrés, et sous une pression de $0^{m}.05$ de mercure.

Dans vingt-quatre heures, on fait vingt-huit à trente-quatre charges, et la production est environ de 30 quintaux métriques. On consomme $0^{st.},97$ de combustible par quintal métrique de fonte; ce combustible est formé de $\frac{1}{3}$ et même à ce qu'il paraît de $\frac{1}{2}$ de charbon de tourbe, qui peut remplacer son volume de charbon de bois, en sorte qu'il faut :

	st.	k	k
Charbon de tourbe, pesant 300 k.	0,48	144	213
Charbon de bois, pesant 141	0,49	69	

En comparant ce résultat avec celui de Ransko, on trouve une moindre consommation de combustible soit en volume, soit en poids : cela tient à la mauvaise qualité du charbon de Ransko, et aussi sans doute à l'infériorité de la tourbe sur le charbon de la tourbe ; car la tourbe perd par la carbonisation environ 0,35 de matières volatiles dont une partie est de l'eau qui refroidit beaucoup l'intérieur du fourneau.

Cubilot. Ransko.

Je passe maintenant au travail du cubilot, qui à l'usine de Ransko sert à refondre les jets, les brocailles et la fonte destinée au moulage. Le croquis, *fig*. 4, fait voir quelle est sa forme.

Il est remarquable par ses grandes dimensions, et, parmi les appareils de ce genre il s'approche du *maximum ;* seulement comme il est chauffé avec un mélange de tourbe et de charbon de bois, et que la hauteur de la tuyère au-dessus du fond, ainsi que la capacité de son bassin, ont des dimensions ordinaires, sa production ne dépasse pas 66 q. m.

par vingt-quatre heures. Le travail de ce cubilot n'est pas interrompu toutes les 12 heures, mais il reste en feu pendant un mois, et ce n'est qu'au bout de ce temps qu'on le répare. Sur le devant il a un creuset puisard, dans lequel on prend la fonte quand on veut la couler dans les moules (1).

Dans sa cheminée, et immédiatement au-dessus de son gueulard, se trouve un appareil Taylor pour l'échauffement de l'air, qui est porté à 130 degrés Réaumur; la pression de cet air est de 0m,32 d'eau; il est lancé dans le fourneau par deux buses latérales élevées de 0m.39 au-dessus du fond; le diamètre d'une buse est de 0m.052, et sa distance à la tuyère 0m,078.

Comme on fond principalement des jets qui retiennent beaucoup de sable, on est obligé d'ajouter 0,01 à 0,025 de calcaire, pour scorifier ce sable et rendre la fusion plus facile.

Le tableau suivant fait connaître le travail du cubilot pour plusieurs semaines, quand il marche au charbon seul ou avec moitié tourbe et moitié charbon.

Nombre des charges	Poids moyen d'une charge.	On a chargé : Fonte.	Calcaire.	Tourbe.	Charbon.	On a obtenu : Fonte de 2e fusion.	Il a fallu, en tourbe et charbon, pour 1q. fonte
	q.	q. l.	q. l.	tonnes.	tonnes.	q. l.	tonnes.
750	0,74	543 92	14 40	375	375	500 41	1,49
802	0,74	581 3	12 80	»	802	534 55	1,50 c.
1.228	0,73	889 86	16 »	614	614	818 68	1,48
912	0,74	659 36	16 »	456	456	606 62	1,50
536	0,75	398 12	8 50	»	549	366 27	1,49 c.
614	0,74	444 61	12 80	307	307	409 5	1,52
798	0,74	578 37	16 »	399	399	542 11	1,49

(1) A Blansko (Bohême), un cubilot de même forme que

Il résulte de ce tableau que, pour obtenir 100 kilog. de fonte de deuxième fusion, il faut :

108 kil. fonte brute.
2 calcaire.

Combustible.

st. 6,336 charbon = 48 k.	st. 0,167 charbon = 24 k.
	0,167 tourbe = 38
	m.c. 0,335 combustible = 62k.

Par conséquent, dans le cubilot, 1 volume de tourbe produit absolument le même effet que 1 volume de charbon. Ainsi on a :

1 volume tourbe = 1 volume charbon.
1 poids tourbe = 0,63 charbon.

Quant à l'économie qui résulte de l'emploi de la tourbe, il est aisé de calculer qu'elle est de 0fr.51 par quintal métrique de fonte de deuxième fusion.

Cette fonte coulée en objets moulés, tels que coussinets, fourneaux, etc., se vend d'ailleurs 22 à 23 francs.

Nature de la fonte obtenue.

Pour que la fabrication de la fonte, au moyen d'un mélange de charbon et de tourbe ou de charbon de tourbe, devienne réellement un procédé métallurgique, il ne suffit pas qu'il y ait économie de combustible, il faut encore que la nature de la fonte obtenue ne soit pas altérée. Or, l'expérience a appris que, dans les usines desquelles je viens de parler, la qualité de la fonte de moulage ne laisse rien à désirer : ainsi, à Ransko,

le précédent a encore des dimensions plus grandes ; sa hauteur est de $4^{m},13$, et sa production est augmentée d'un quart, mais du reste, la consommation en charbon est la même.

c'est une fonte grise à grain fin et tenace; elle sert à fabriquer les boulets et les munitions de guerre pour l'armée autrichienne, ainsi que les coussinets pour les chemins de fer, même pour ceux qu'on construit dans les provinces italiennes. L'affinage d'une partie de la fonte se fait aussi dans quinze foyers d'affinerie appartenant également au prince de Dietrichstein, et qui sont à de petites distances des hauts-fourneaux : on avait d'abord craint que l'emploi de la tourbe pour la fabrication de la fonte ne nuisît à la qualité du fer; mais il paraît cependant qu'il n'en est rien, et à Ransko, on continue toujours comme avant à travailler par la méthode d'affinage dite par attachement. Quoi qu'il en soit, on aurait tort de généraliser ce résultat, qui pourrait être très-différent avec une autre qualité de tourbe : la tourbe renferme souvent du sulfate de chaux qui n'est peut-être pas très-nuisible, tant qu'il n'entre qu'en petite quantité; mais la présence du phosphate de chaux rendrait bien certainement la fonte tout à fait impropre à l'affinage.

Le travail d'affinage à Ransko se compose de trois parties : la première, dite *einschmelzen*, dure trois heures, pendant lesquelles on souffle avec de l'air chauffé à plus de 200 degrés Réaumur, de manière à fondre la gueuse, et en même temps on forge les lopins de l'opération précédente; dans la dernière demi-heure, on jette de l'eau sur le feu, et on enlève la fonte par plaques à mesure qu'elle se solidifie; puis commence la deuxième partie, ou le *garschmelzen*, qui dure une heure, et dans lequel on fond à l'air froid les plaquettes obtenues dans l'opération précédente. Enfin, dans la troisième partie dite *anlaufen*, qui dure cinq

heures, on rend l'air froid et on exécute la prise par attachement. Dans ce travail :

125 fonte donne 100 kilog. fer en barre, avec 1st.,35 charbon = 186 k.

Telle est la méthode par laquelle on affine la fonte obtenue à la tourbe; c'est du reste l'ancienne méthode de toute cette partie de la Bohème.

On a essayé d'employer un mélange de tourbe et de charbon même pour l'affinage, mais seulement pour la première partie de l'opération ou l'*einschmelzen;* il serait possible, d'après M. Vurm qui a dirigé ces recherches, que la tourbe pût, jusqu'à un certain point, remplacer le charbon : mais je n'ai pas vu pratiquer ce procédé, et d'ailleurs il n'est encore qu'à l'état d'essai.

II. *Fabrication du fer à la tourbe au moyen des fours à réverbère.*

Usine de Kœnigsbronn. Wurtemberg.

Le Wurtemberg offre encore des usines remarquables, dans lesquelles la tourbe est employée pour la métallurgie du fer; ainsi, à Kœnigsbronn, *on exécute avec la tourbe seulement le mazéage et la deuxième fusion de la fonte, son puddlage, le réchauffage des massiaux et de la tôle, enfin, toutes les opérations qui se font avec la houille dans les forges à l'anglaise.*

C'est aux soins et à l'habileté de M. le directeur Veberling qu'est due l'organisation de ce travail particulier du fer; je vais essayer d'en faire connaître les principaux résultats qui m'ont été communiqués avec la plus grande bienveillance par M. Veberling.

La tourbe qu'on emploie est toujours desséchée dans divers appareils, et M. le directeur Veberling

a fait un très-grand nombre de recherches pour connaître quels sont, parmi ces appareils, les plus convenables; je commence par exposer le résultat de ces recherches, consigné par M. Roscher dans un journal industriel de Stuttgard.

La tourbe qui s'exploite à Niederungen et Brenz se distingue en trois sortes sous le rapport métallurgique. Tourbe. Trois espèces.

1° *La tourbe de Dottenhausen*, qui est formée de filaments enlacés et se laisse facilement désagréger; sa couleur varie du jaune sombre au brun. Une briquette de la première variété ayant un volume de 1304 centimètres cubes, et pesant 258 grammes, après dessiccation à l'air, se réduit dans des fours à 994 centimètres et éprouve une perte de poids de 27 grammes. Une briquette de la variété brune ayant dans les mêmes circonstances un volume de 799 centimètres et un poids de 218 grammes, se réduit à 611 c. et à 196 g. La teneur en cendres est de 3,5 à 4 p. o/o.

2° *La tourbe de Günzburg* est compacte et d'aspect terreux; sa couleur est le brun foncé, et elle passe souvent au noir. La teneur en cendres varie de 6 à 7 p. o/o.

	Volume.	Poids.
Avant dessiccation dans les fours . .	540 c.c.	317 gr.
Après	482	257

3° *La tourbe de Wilhemsfeld* est ordinairement brun foncé; elle ressemble jusqu'à un certain point à du feutre. La teneur en cendres varie de 5,2 à 6 p. o/o.

	Volume.	Poids.
Avant dessiccation dans les fours :	813 c.c.	265 gr.
Après.	703	231

La tourbe, quelle que soit son espèce, est tou- Sa dessiccation.

jours desséchée à l'air sur le lieu même de l'exploitation. Pour cela, les briquettes enlevées dans la tourbière sont disposées sur une aire et retournées de temps en temps ; au bout de huit ou dix jours, on les réunit en petits tas entre lesquels l'air peut facilement circuler, et, trois semaines après, quand le temps n'a pas été trop pluvieux, on peut les transporter à l'usine pour les dessécher dans des appareils particuliers.

Trois espèces d'appareils de dessiccation. On distingue ces appareils en trois sortes :

A. *Ceux qui ont un foyer spécial* : { *a*. Construction ancienne. *b*. Construction nouvelle.

B. *Ceux qui ont un foyer spécial et sont en même temps chauffés par de la chaleur perdue.*

C. *Ceux qui sont chauffés seulement par de la chaleur perdue.*

Appareils avec foyer spécial. Voyons la description de ces divers appareils.

La seule différence que présentent les appareils (A, *a*) et (A, *b*) consiste en ce que, dans les premiers l'air, échauffé par la flamme, se rend directement dans les chambres de dessiccation, tandis que dans les seconds il circule dans des tuyaux qui n'échauffent la chambre que par leur chaleur rayonnante.

(A, *a*). Il est aisé de comprendre l'appareil (A, *a*) en jetant les yeux sur la *Pl. XV, fig.* 1, 2, 3 : on voit que le feu s'entretient sur la grille *a* au moyen de menue tourbe et d'ételles; la porte de chargement *b*, qui est en tôle, n'est ouverte que quand il faut faire un nouveau chargement, autrement il s'établirait un tirage trop fort et des parcelles enflammées pourraient être entraînées dans la chambre de dessiccation, ce qui donnerait lieu à un incendie. Le gaz échauffé qui provient de la combustion de l'air se rend dans le canal

muré *c* (*fig.* 1 et 2); ce dernier est terminé par un tuyau en tôle *d*, qui est recourbé, et débouche par *x* dans l'espace D; on a recourbé ainsi ce tuyau afin que les étincelles enflammées entraînées par le courant d'air fussent arrêtées autant que possible et allassent s'éteindre en rencontrant la portion courbe du tuyau.

La chambre de dessiccation proprement dite est A, qui se trouve séparée de D par une muraille présentant trois rangées d'ouvertures *y y y*, par lesquelles peuvent arriver les gaz qui proviennent de la combustion du foyer. Devant les ouvertures de la rangée supérieure on a mis des briques de manière que chaque ouverture n'ait plus de libre que quelques lignes carrées de surface : on a pris cette précaution afin de prévenir les incendies; car il sort encore des étincelles du tuyau de tôle *d* qui se rendent à la partie supérieure de l'espace D, et comme en haut elles ne peuvent trouver que très-difficilement passage dans la chambre de dessiccation, elles s'éteignent contre les murailles.

Dans la rangée moyenne les quatre ouvertures *y* du milieu sont bouchées de la même manière, les deux extrêmes étant libres, tandis que toutes celles de la rangée inférieure restent toujours complétement ouvertes; et de cette manière le gaz chaud se rend à la partie inférieure de la chambre de dessiccation, il ne s'échappe qu'après avoir suffisamment circulé dans la chambre A et s'être saturé de vapeur d'eau : si au contraire on le faisait arriver par la partie supérieure, comme la vapeur d'eau se dépose toujours à la partie inférieure, il serait plus difficile d'amener la tourbe à une dessiccation complète. La porte de fer *f*

(*fig.* 1) présente à sa partie inférieure une ouverture de 1 cent., 4; et en outre deux ouvertures *m m* (*fig.* 3) sont pratiquées au niveau du plancher de la chambre de dessiccation A; on a reconnu qu'il est bon de les mettre en communication avec un tuyau ou une cheminée ayant une certaine hauteur, car lorsque la vapeur d'eau s'est condensée près de cette ouverture, l'air chaud qui vient de l'intérieur étant refroidi se renouvelle moins rapidement et la dessiccation marche avec plus de lenteur.

Sur le sol de la chambre de dessiccation A, il y a une quadruple couche de briques *p p*, dans laquelle on a ménagé des ouvertures *s s s* pour permettre à l'air chaud de circuler, et sur ce plancher sont disposées des lattes. Pour faire le chargement on place d'abord sur ces lattes des briquettes de manière qu'elles reposent par leur petit côté, puis on en charge jusqu'à la partie supérieure; afin d'empêcher les morceaux de rouler, l'ouvrier construit d'ailleurs avec des briquettes de tourbe un mur vertical qu'il élève jusqu'au plafond de la chambre A. La distance de la tourbe à la paroi antérieure par laquelle arrive l'air chaud est de 29 cent., mais elle repose immédiatement contre les parois latérales. Pour faciliter la circulation de l'air chaud à travers la masse de tourbe qu'on a chargée, on place dans chaque fourneau des espèces de canaux triangulaires formés de lattes de bois comme celui qui est représenté *fig.* 4, *Pl. XV*. L'une des extrémités de ce canal est placée vis-à-vis l'une des ouvertures *y* qui a été rétrécie par des briques, l'autre est bouchée par de la tourbe afin que l'air chaud soit forcé de se répandre dans l'intérieur de la

chambre et ne traverse pas seulement le canal ; le nombre des canaux est de deux ou trois par fourneau.

Chacun des deux fours de dessiccation qui sont représentés *fig.* 1,2,3 peut recevoir 6.000 briquettes ou une masse de tourbe de $4^{m},79$ en admettant que le volume d'une briquette est moyennement de 799 centimètres : comme d'ailleurs le volume de la chambre A est de $10^{m.c.},43$, on voit qu'il y a 54 p. 0/0 de vide.

On distingue deux phases dans l'opération, la vaporisation de l'eau et la dessiccation proprement dite : la première dure ordinairement cinq à six jours; la deuxième, quatre jours. La température de la chambre est moyennement de 36 à 40° centig. Pour dessécher 6.000 briquettes on en consomme sur la grille environ 2.000, ou 33 pour 100; cette grande consommation doit sans doute être attribuée à ce que la vapeur d'eau provenant de la tourbe qu'on brûle sur la grille se rend dans la chambre, d'où elle ne sort que difficilement parce qu'il n'y a pas de tirage.

Quand la tourbe s'enflamme, ce qu'on reconnaît immédiatement à une odeur piquante et à la sortie d'une fumée blanche et épaisse, il faut de suite luter avec soin les joints des portes *f* et *b*, ainsi que les ouvertures *m m*; alors le feu s'éteint de lui-même au bout de quelques jours. L'incendie se déclare ordinairement quand, après avoir vaporisé l'eau, on charge trop de combustible pour la deuxième partie de l'opération. Cet appareil de dessiccation ne donne du reste pas de déchet.

Je passe maintenant à la description de l'appareil qui est chauffé avec un foyer spécial et aussi

Appareil avec foyer spécial et

chauffé aussi par de la chaleur perdue. (B)

avec de la chaleur perdue : la *fig.* 5, *Pl. XV*, en donne le plan ; à droite est le fourneau à réchauffer la tôle avec son four préparateur ; perpendiculairement est disposé un schweizofen également avec son four ; la cheminée commune se trouve d'ailleurs au sommet de l'angle droit. Parallèlement au fourneau à tôle est disposé le foyer spécial (*fig.* 7 et *fig.* 10) ; la coupe des chambres de dessiccation suivant CD et GH est d'ailleurs donnée par les *fig.* 8 et 9. Le plancher sur lequel se fait le chargement est élevé de 1^{m},86 au-dessus du sol ; quant à la chambre de dessiccation elle-même, elle a 3^{m},48 de largeur, 4^{m},93 de longueur et 3^{m},34 de hauteur : elle est partagée en huit compartiments par des lattes horizontales *a a a*, et verticales *a' a' a'* ; ces dernières ont 2^{m},17 de hauteur. Le plancher de ces compartiments est également formé de lattes, dont la longueur est égale à celle de chaque compartiment. La partie supérieure de la chambre est formée par une voûte dans laquelle aboutissent deux canaux *pp* (*fig.* 8 et 9), qu'on peut fermer avec un registre de fer *q*. A la partie inférieure de la voûte, les canaux courbes *rrrr* (*fig.* 8 et 9) servent aussi à conduire dans la cheminée les vapeurs qui se dégagent.

Les canaux *pp*, par lesquels s'échappent aussi les vapeurs, servent en outre à opérer rapidement le chargement et le déchargement, au moyen de l'ouverture *s* pratiquée dans la cheminée, et qui est fermée par une porte de fer (*fig.* 9). On charge ordinairement assez de tourbe pour qu'il y en ait 0^{m},34 à 0^{m},40 au-dessus des lattes verticales.

Le fourneau peut recevoir 32,000 briquettes, et par conséquent une masse de tourbe de 25$^{m.c.}$,57 ;

1 mètre cube renferme donc 1550 briquettes : comme le volume de la chambre est environ de $46^{m.c.}$,04, on voit qu'il y a 44 p. o/o de vide.

Dans chacun des quatre compartiments, on place un canal en bois, tel que celui qui est représenté *fig.* 4, *Pl. XV*. Il est mis verticalement, et sa partie supérieure, qui se trouve près de la voûte, est bouchée aussi hermétiquement que possible avec des briquettes de tourbe. Malgré cela cependant, la tourbe qui se trouve dans le milieu des compartiments est moins complétement desséchée, parce que la pression de la tourbe qui est en haut empêche la circulation de l'air; le meilleur moyen de remédier à cet inconvénient serait d'opérer le chargement et le déchargement par étages; mais outre qu'il serait plus pénible, on aurait incomparablement plus de menu. Le déchargement se fait ici très-simplement en retirant les lattes qui forment le plancher de chaque compartiment, *fig.* 5, *Pl. XV*. Alors les briquettes tombent dans des paniers placés dessous, et peuvent de suite être portées à l'usine ou au magasin, sans qu'il en résulte d'autre perte par de nouveaux chargements. Ce que cette méthode a surtout d'avantageux, c'est qu'on peut retirer une partie et non la totalité de la tourbe chargée, puis remplacer cette partie enlevée par de la tourbe fraîche ; cela est d'autant plus nécessaire que les compartiments les plus éloignés du foyer demandent à conserver la tourbe plus longtemps, avant qu'elle soit desséchée, et c'est pour cette raison qu'on les a faits plus petits.

Voyons maintenant de quelle manière est donnée la chaleur qui produit la dessiccation, en

commençant d'abord par celle qui provient du *ofyer spécial.*

1. La *fig.* 7, *Pl. XV*, fait voir une élévation de ce foyer que la *fig.* 10 montre en coupe : sa pièce principale est un fourneau ordinaire en fonte (*fig.* 10), qui, dans son intérieur, est traversé par un tuyau également en fonte et recourbé ; ce tuyau est environné par la flamme que la tourbe dégage en brûlant et par les gaz chauds du foyer, en sorte qu'il se produit un courant de l'air *extérieur* dans les chambres de dessiccation, cet air étant échauffé par son trajet à travers le tuyau recourbé. Quant aux gaz brûlés et à la fumée, ils circulent dans le système de tuyaux en fonte qu'on voit *fig.* 7, et envoient de la chaleur rayonnante dans l'intérieur des chambres, puis ils se rendent dans la cheminée commune.

L'emploi de ce foyer spécial n'est du reste nécessaire que lorsque l'un ou l'autre des fours à réverbère n'est pas en activité. Le combustible consiste ordinairement en menue tourbe : on peut évaluer la quantité consommée pendant les dix-sept ou dix-huit jours que dure l'opération, à 4,000 briquettes ou à 12,5 p. o/o de la quantité chargée. Comme le plus ordinairement les deux fours à réverbère marchent pendant la durée d'une opération, on conçoit qu'il pourra ne pas être nécessaire de faire constamment du feu dans le foyer spécial.

2. Quant à la chaleur perdue, elle peut venir du *Schweizofen* ou du *four à tôle.*

Voyons d'abord comment elle est donnée par le schweizofen : le premier pont *c* de ce dernier est formé intérieurement de plaques de fonte présentant un canal quadrangulaire. Quand le

fourneau marche depuis longtemps, elles sont portées à la température du rouge-blanc, et par conséquent un courant d'air échauffé se rend de l'extérieur dans les chambres de dessiccation; mais il faut observer que, quand il y a un fort tirage, l'air échauffé gagnant de suite les parties supérieures, l'air se trouvant à la partie inférieure, qui est cependant saturé d'humidité, ne se renouvelle pas. C'est pour opérer dans ce cas le renouvellement que le canal *c* est en communication avec *c'*, qui débouche à la partie inférieure de la chambre (*fig.* 5 et 6). On conçoit en effet que si on ferme l'entrée de *c* à l'air extérieur, il s'établira un courant de *c'* vers *c* qui suivra le sens indiqué par les flèches et renouvellera l'air qui se trouve au bas de la chambre. Le canal *c* reste d'ailleurs aussi fermé quand le schweizofen est froid. Quant au four préparateur, sa paroi qui est opposée à la porte de chargement est formée de trois pièces de fonte *e*,*e*,*e*, ayant environ 0^m.14 d'épaisseur; elles s'échauffent à une forte chaleur rouge qu'elles répandent par rayonnement dans les chambres. L'ouverture *d'* joue d'ailleurs vis à vis de *d* le même rôle que *c'* vis à vis de *c*, et elle sert à renouveler l'air qui se trouve à la partie inférieure.

Enfin le *four à réchauffer* la tôle envoie de la chaleur perdue dans l'intérieur des chambres de dessiccation, absolument de la même manière que le four préparateur du schweizofen; latéralement il présente des pièces de fonte *éé* qui donnent de la chaleur par rayonnement. Il y a d'ailleurs deux canaux *dd'* analogues à *c* et *c'*, qui servent au renouvellement de l'air se trouvant à la partie inférieure.

On voit donc comment, pour la dessiccation de la tourbe, on emploie la chaleur perdue des fours de réchauffage.

La température de l'intérieur de la chambre est de 40 degrés; à la partie supérieure cependant, près de *q*, on observe quelques degrés de plus. Quand on s'aperçoit que le registre *q*, qui est ouvert au commencement de l'opération, ne se couvre plus de vapeur d'eau, on le ferme presque complétement, afin de forcer l'air chaud, qui n'est plus maintenant saturé d'humidité, à se répandre à la partie inférieure. Quant au déchet dans cette dessiccation, il est de 1,4 p. 0/0.

On a construit récemment, d'après les principes qui viennent d'être exposés, deux autres appareils de dessiccation; seulement la chaleur perdue provient de fours à puddler. Chacun d'eux peut recevoir 28,000 briquettes de tourbe : quand ils sont chauffés seulement avec la chaleur perdue, il faut seize jours pour une opération; quand on emploie le foyer spécial, il faut quatorze jours seulement, et la consommation en combustible sur la grille est de 12,5 p. 0/0; le déchet est du reste encore de 1,4. On conçoit, d'ailleurs, que si la durée de l'opération est un peu moindre avec ces nouveaux appareils qu'avec celui qui a été décrit, cela tient à ce que la quantité de tourbe qu'on dessèche est moindre, et aussi à ce que les fours à puddler peuvent chauffer plus que les autres.

(A, *b*) Dans la description des appareils qui ont un foyer spécial, nous n'avons étudié que celui (A*a*), qui est de construction *ancienne*; on a réservé, pour en parler ici, celui (A*b*), qui est de construction *nouvelle*, à cause de l'analogie qu'il pré-

sente avec ceux qu'on vient de voir. La construction des chambres de dessiccation est absolument la même que pour l'appareil précédent, le foyer est seulement un peu différent : la *fig.* 11, *Pl. XV*, en donne une élévation ; la *fig.* 12 est sa coupe ; les *fig.* 13 et 14 montrent comment il est placé par rapport aux chambres de dessiccation. Au-dessus règne dans toute la longueur du four une voûte, et, à son extrémité, une cheminée *x* (*fig.* 13 et 14) est pratiquée dans la muraille. Latéralement, on a des ouvertures *y*, *y* (*fig.* 14), à travers lesquelles la chaleur rayonnante peut se répandre dans les chambres A qui se trouvent des deux côtés du foyer.

Quant au foyer lui-même (*fig.* 11 et 12), il se compose d'une caisse de fonte quadrangulaire, partagée en deux parties indépendantes l'une de l'autre par une plaque *p* ; *mm* sont les grilles qui occupent le fond de la caisse.

La flamme qui se dégage du foyer se rend dans le tuyau en fonte *a*, qui, comme on voit, fait beaucoup de circuits et communique avec la cheminée *x*. Mais, avant de se rendre dans ce tuyau, la flamme échauffe le tuyau *b*, lequel est en communication avec l'air extérieur, et elle détermine dans ce tuyau un courant d'air chaud. Pour qu'elle remplisse mieux ce dernier objet et circule bien dans l'intérieur du fourneau, on a placé la plaque de fonte *c*, qui la force à se recourber sur elle-même, et ne lui livre passage que par une ouverture étroite. Dans ces deux chambres de dessiccation, on peut charger de 45,000 à 50,000 briquettes de tourbe, qui sont desséchées en 12 ou 14 jours. La consommation en combustible est de 6.200 briquettes ou de 12,5 p. 0/0. Quant au dé-

chet, il est comme precédemment. MM. Regnault et Sauvage ont déjà fait connaître (Voir Ann. des Mines, 3me série, t. X, p. 289) la disposition d'un des premiers appareils employés à Kœnigsbronn pour la dessiccation de la tourbe; la dessiccation y est produite par un foyer spécial, et on peut ranger cet appareil dans la classe de ceux que nous venons d'étudier en dernier lieu.

Appareils chauffés seulement par de la chaleur perdue.

Je passe maintenant à la description des appareils qui sont chauffés seulement avec la chaleur perdue; ils sont fort simples et consistent en chambres construites à droite et à gauche du haut-fourneau, ayant la plus grande analogie avec les appareils (A*b*) et (A*a*). La *fig.* 15, *Pl. XV*, en offre une coupe. Il faut observer qu'à la partie supérieure de la voûte, il y a simplement une cheminée sans canaux latéraux *r*, parce qu'ici la température étant plus élevée, la dessiccation se fait plus facilement; elle a lieu du reste par le renouvellement de l'air qui s'échauffe dans l'intérieur et s'échappe par en haut. Cet air arrive d'ailleurs par les joints de la porte qui sert au fondeur à aller surveiller la tuyère du haut-fourneau.

(C).

Du côté de la tuyère de gauche, il y a *deux* chambres séparées l'une de l'autre par un mur de briques; chacune d'elles est partagée, au moyen de lattes et de solives, en deux compartiments, et a une cheminée. Ces deux chambres peuvent recevoir 25.000 briquettes.

Du côté de la tuyère de droite, il y a trois chambres ayant également chacune leur cheminée, mais qui ne sont pas divisées en compartiments. On peut y charger 28.000 briquettes.

La température, qui n'est pas aussi variable que dans les autres appareils, dans lesquels on est

obligé de faire du feu, surpasse souvent 50 degrés. Le chargement et le déchargement s'exécutent d'après le procédé déjà décrit : en sept jours on peut vider complétement les sept chambres. Souvent l'air qui se dégage n'est plus saturé de vapeur d'eau au bout de deux jours. Le déchet est de 2 p. 0/0 : il est plus considérable que dans les autres appareils, à cause de la rapidité de la dessiccation, de laquelle il résulte aussi que la tourbe se fendille et se gerce.

On voit que les procédés de Kœnigsbronn, pour la dessiccation de la tourbe, diffèrent assez notablement de ceux qui sont généralement employés. Dans tous les appareils qui ont été décrits, la dessiccation est produite en faisant traverser la masse par un courant d'air chaud : tantôt, comme dans l'appareil (A*a*), ce courant est d'abord horizontal, puis il va de haut en bas; tantôt, comme dans les autres appareils (A*b*), B, C, il va de bas en haut. La comparaison des résultats obtenus montre d'ailleurs que ces derniers appareils sont de beaucoup préférables, et ils livrent en outre une tourbe bien mieux desséchée que (A*a*).

Relativement à la construction de ces fours de dessiccation, il faut remarquer qu'il est nécessaire que les murs extérieurs soient assez épais et construits avec soin, de manière à être imperméables à l'air : car autrement, quand le feu se serait déclaré dans l'intérieur, il serait impossible de l'étouffer, ce qui amènerait un incendie.

Il faut observer aussi que plus la tourbe est compacte, plus on doit conduire le feu avec précaution, surtout pendant la première partie de l'opération, parce que, autrement, les briquettes se fendillent, ce qui occasionne un déchet considérable.

La tourbe, après avoir été desséchée ainsi artificiellement, absorbe de nouveau la vapeur d'eau qui se trouve dans l'air : c'est pourquoi il est nécessaire de la mettre dans des endroits aussi secs que possible ; cependant la quantité qu'elle absorbe est assez petite pour qu'elle puisse rester plusieurs mois, et même une année, dans des magasins, sans cesser de pouvoir être employée ensuite aux usages métallurgiques. La tourbe de l'espèce n° 1, qui est filamenteuse, absorbe plus que les autres dans les mêmes circonstances, et l'expérience apprend qu'une tourbe d'une certaine espèce, qui n'a pas été bien desséchée, reprend plus d'eau que lorsqu'elle l'a été complétement.

Au moyen de ce qui a été dit précédemment, il est facile de déterminer quelle est la diminution de volume et de poids que les différentes espèces de tourbe éprouvent par suite de la dessiccation dans les chambres. En rapportant tout au volume et au poids primitif, on a les résultats suivants :

Espèce de la tourbe.	1°	2°	3°
Diminution de volume.	0,24	0,10	0,135
Diminution de poids. .	0,10	0,19	0,12

On voit que la diminution de volume pour la tourbe légère ou 1° est plus que double de ce qu'elle est pour la tourbe compacte ou 2° ; les diminutions de poids sont au contraire à peu près en raison inverse. Quant à la tourbe 3°, qui forme le passage de 1° à 2°, et qui se rapproche tantôt de l'une, tantôt de l'autre de ces qualités, on voit que les diminutions de volume et de poids sont comprises, comme cela devait être, entre les précédentes.

D'après MM. Regnault et Sauvage, les 100

pointes de tourbe coûtent, sur la tourbière, 1$^{fr.}$74; comme, après dessiccation à l'air, elles pèsent moyennement 336$^{k.}$, le prix du quintal métrique sera 0$^{fr.}$,52. Les tourbières se trouvent environ à 22$^{kil.}$. Si donc on admet que le prix du transport à 1$^{kil.}$ est de 1$^{fr.}$,035 par quital, 1$^{fr.}$,29 sera le prix du quintal métrique de tourbe rendu à l'usine d'Itzelberg, qui est à 2 kilom. de Kœnigsbronn.

Mais, par la dessiccation dans les fours, la tourbe éprouve une perte de poids de 13 p. o/o, et les 1000 pointes se réduisent à 292^{k}; le prix du quintal desséché dans les fours s'élèvera donc à 1$^{fr.}$,48. De plus, comme le combustible employé consiste en menue tourbe, la dépense résultant de la tourbe brûlée sur la grille, du déchet dans l'opération et de la main-d'œuvre augmentera les frais au plus de 15 p. o/o; par conséquent, je crois qu'on peut admettre que le prix du quintal de tourbe desséchée dans les fours est *environ* de 1$^{fr.}$,70.

M. Berthier, dans un mémoire inséré dans les Annales de chimie et de physique (juillet 1835), a fait connaître la composition de la tourbe de Kœnigsbronn, qui renferme :

Charbon.	0,244	
Cendres.	0,050	1,000
Matières volatiles. . .	0,706	

L'échantillon analysé appartenait probablement à l'espèce 3°, d'après la proportion de cendres qu'il renferme, et par conséquent cette composition peut être considérée à peu près comme moyenne pour Kœnigsbronn.

M. Berthier a aussi déterminé le pouvoir calorifique de cette tourbe en la fondant avec la litharge; il a recueilli 14,3 de plomb, et comme à chaque gramme correspond 230 calories, le

pouvoir calorifique sera représenté par 3289 calories.

Voyons maintenant comment on se sert dans la métallurgie du fer de la tourbe de Kœnigsbronn préparée par les procédés qui viennent d'être indiqués.

Four à réverbère de 2e fusion.

On l'emploie d'abord dans le four à réverbère pour la deuxième fusion de la fonte. Les *fig.* 5 et 6, *Pl. XIV*, donnent les dimensions principales de ce four, qui est du reste fort simple : *a* est la grille, *b* une ouverture fermée, comme pour tous les fourneaux à réverbère à la tourbe, au moyen d'une plaque de fonte glissant entre des coulisses, par laquelle l'ouvrier passe les pointes de tourbe ; *b'* sont quatre autres ouvertures par lesquelles on peut aussi charger latéralement de la tourbe ; *c* est la sole, elle présente sur la longueur une inclinaison de quelques centimètres ; *d* la porte de chargement ; *e* l'orifice par lequel on fait la coulée ; la cheminée, qui est commune à deux fours, a d'ailleurs 20 mètres de hauteur au-dessus de la sole.

Les *fig.* 7 et 8 de la planche XIV, font connaître les dimensions du même four, lorsqu'il était chauffé avec le bois en nature ; les poutrelles de bois étaient alors passées sur la grille par cinq ouvertures latérales : la comparaison des deux fours à réverbère montre que pour celui qui va à la tourbe la longueur de la grille a été un peu diminuée ; le rapport de la section de la grille à celle du renard ou rampant est de 12 à 1 quand on emploie la tourbe, et de 17 à 1 quand on emploie le bois ; enfin pour le fourneau à tourbe, la distance du pont à la voûte, et la hauteur de la voûte au-dessus de la sole sont plus petites.

Quand le fourneau est échauffé, on charge en

une opération 15 à 20 quintaux métriques de fonte, et au bout de 4 1/2 à 5 heures, on peut faire la coulée.

Comme il n'est pas nécessaire d'obtenir une très-grande chaleur, on emploie de la tourbe de l'espèce n° 1, qui a été préliminairement desséchée dans les appareils; souvent aussi on se sert de la même qualité de tourbe simplement desséchée à l'air; alors la consommation est augmentée en volume de 0,12, et la durée d'une opération est aussi augmentée.

Avec cette fonte de deuxième fusion on moule toutes sortes de grosses pièces de fonte, telles que des laminoirs, des cylindres et surtout des canons qui servent pour la défense des places de guerre. Quand la pièce à couler a de grandes dimensions, on met à feu les deux fours à réverbère qui ont une cheminée commune et qui sont placés de manière que leurs axes longitudinaux fassent entre eux un petit angle; puis quand la fonte est bien liquide on débouche avec un ringard les ouvertures de coulée; on fait arriver les deux courants de fonte dans une sorte d'entonnoir placé au-dessus de la pièce à mouler, de manière qu'il y ait un grand tournoiement de la masse dans cette partie où ils se rendent d'abord; il en résulte que les matières étrangères qui accompagnent la fonte peuvent revenir à la surface et ne sont pas entraînées de suite dans l'intérieur de la pièce où elles produiraient des défauts. En outre, pour obtenir dans toute l'étendue de la pièce une fonte d'une nature bien homogène, on fait la coulée au moyen de deux ouvertures distantes de 2 centimètres, pratiquées, l'une à la partie inférieure, l'autre à la partie supérieure du bassin; de

cette manière la fonte blanche, qui est la plus lourde et se trouve à la partie inférieure du bassin, se mêle dans la coulée avec la fonte grise qui, en vertu de sa plus grande légèreté, occupe la partie supérieure.

Le four va pendant 8, 10, 12 ou 24 heures; au plus pendant trois fois 24 heures : il est toujours nécessaire de le réparer ou bout de six à huit fois 24 heures de travail; mais ces réparations sont peu considérables.

Le tableau suivant fait connaître complétement le travail.

Année	Durée du travail	Fonte chargée. Quintaux.	Tourbe brûlée. Pointes.	Nombre des mises à feu.	Nature de la fonte obtenue.	Fonte de 2e fusion obtenue.	1 quintal fonte de 2e fusion demande : Fonte.	Tourbe.
	h.	q. l.				q. l.		
1834	»	1.924 29	222.375	54.	fonte grise.	1.819 52	106	170
		553 87	98.700	34.	f. mazée.	515 40	107	191
1835	»	1.530 71	238.794	53.	f. grise.	1.436 39	106,5	166
		345	52.100	16.	f. mazée.	317 48	108,7	164
1842	9	30 50	5.159	1.	f. grise.	28 50	107	181
	15	66 60	9.840	1.	f. grise.	62 50	108	157
	24	106 60	14.520	1.	f. grise.	99 10	107,5	145
	48	176 60	28.510	1.	f. blanche.	165 »	107	172

On voit par ce tableau que, suivant qu'on veut obtenir de la fonte blanche ou simplement de la fonte grise, la consommation en combustible est différente; elle dépend aussi beaucoup du nombre d'heures pendant lequel le fourneau a été à feu : moyennement, on peut établir les consommations comme il suit pour 1842.

107 kil. fonte rendent 100 kil. fonte deuxième fusion avec 362 pointes.

Autrefois, quand on employait le bois, il fallait $0^{st},50$ pour le même travail; par conséquent, 362 pointes de tourbe desséchée et légère équivalent à $0^{st},50$ bois pour le travail de ce fourneau.

En 1831 et en 1832, en travaillant avec le bois ou un mélange de bois et de tourbe, voici quels résultats on a obtenus :

Année.	Fonte chargée.	Combustible.		Nombre des mises à feu.	Fonte de 2e fusion.	1 q. fonte 2e fusion demande :		
		Bois Klaf. de 144 p. c.	Tourbe. Pointes.			fonte.	bois.	tourbe.
	q. l.	k.			q. l.		p.c.	p.
1831	803 46	44	»	21	759 43	104,4	9,9	»
1832	443 66	20	5.500	13	419 0	105,8	8,1	149

Je passe maintenant au mazéage de la fonte : il s'exécute au moyen de la tourbe dans un fourneau à réverbère particulier : cet appareil a déjà été décrit par M. de Billy dans les Annales des Mines, troisième série, tome XIV; les *fig.* 9, 10, 11, *Pl. XIV*, donnent du reste le dessin du four tel qu'il est employé actuellement à l'usine. Depuis que M. de Billy a visité Kœnigsbronn rien n'a été changé au travail de ce fourneau; je ne le décrirai donc pas : je ferai seulement observer que maintenant, pour une charge de 4 quintaux métriques de fonte, on ajoute ordinairement 1 kil. de peroxyde de manganèse avec des sornes et des bohnerz; M. le directeur Weberling croit avoir remarqué que cela abrége la durée de l'opération du mazéage. Mazéage.

Pendant que j'étais à l'usine M. Veberling mo-

difiait complétement la forme de ce fourneau, de manière à pouvoir y traiter en une fois 10 à 15 q. mét. de fonte au lieu de 4 quintaux comme actuellement; et pour cela, outre qu'il élargissait la sole, il avait le projet de faire arriver le vent chaud par 4 tuyères disposées 2 à 2 du même côté du fourneau.

Four à réverbère pour fabriquer et pour réchauffer la tôle.

Fig. 12.

Le four, pour fabriquer et réchauffer la tôle, est également alimenté avec de la tourbe; généralement on emploie pour ce travail de la *tourbe simplement* desséchée à l'air et aussi celle qui est de la plus mauvaise qualité ou la plus légère. Le croquis, *fig* 12, fait connaître la forme et les dimensions du four, qui se compose de deux parties : sur la première sole on met les plaques avant le dégrossissage; sur la deuxième, les feuilles qui doivent encore passer au laminoir pour être amincies : cette disposition, adoptée par M. Weberling, qui est très-bien entendue, a donné les résultats suivants :

Année.	Fer travaillé.	Tourbe brûlée.	Tôle et découpures obtenues.	1 quintal de tôle demande :	
				fer.	tourbe.
	q. l.	p.	q. l.		p.
1839	823 74	176.225	795 10	103,5	222
1840	869 78	222.463	830 16	104,8	268

Maintenant, d'après la manière dont le travail est organisé, on peut admettre que les consommations sont comme il suit :

104,5 fer en lopins rendent 100 tôle avec 540 pointes de tourbe.

Souvent même la consommation est beaucoup moindre, et plusieurs fois, l'année précédente,

elle n'a été que de 395 pointes par quintal métrique de tôle.

Four pour le réchauffage des massiaux affinés. *fig.* 13.

Une partie de la fonte mazée obtenue dans le fourneau de mazéage, est affinée dans des foyers ordinaires, au charbon de bois; mais comme l'affinage marche très-rapidement, avec la fonte ainsi préparée, l'ouvrier n'a pas le temps de forger le fer en barres; il ne peut qu'obtenir des massiaux de 0m,08 d'équarrissage : ces massiaux sont réchauffés dans un fourneau à réverbère particulier, et étirés ensuite au laminoir.

La forme et les dimensions du fourneau à réverbère sont données par le croquis *fig.* 13, et le tableau suivant fait connaître son travail :

Année.	On a chargé :			On a obtenu		1 q. fer marchand demande :	
	Fer en massiaux.		Tourbe.	fer marchand.		Fer.	Tourbe.
	q.	l.	p.	q.	l.		
1836	5.790	00	563.200	5.479	00	105,6	102,7
1837	7.852	74	979.375	7.390	71	106,2	132,5
1839	10.454	94	1.060.799	9.841	17	106,0	109,0
1840	6.575	75	941.725	5.366	68	106,6	151,0
1841	8.951	92	1.337.330	8.459	19	105,0	158,0

Ainsi en moyenne, les consommations sont comme il suit :

106 kil. fer massiaux rendent 100 kil. fer avec 350 pointes de tourbe.

Le plus ordinairement, cette tourbe, de même que celle employée dans le four à tôle, est légère ou de l'espèce n° 1, et simplement desséchée à

l'air ; quand on emploie de la tourbe compacte et desséchée dans les fours, la consommation en tourbe pour un quintal métrique de fer est encore moindre.

Depuis l'année 1839, M. Weberling a établi à Itzelberg, près de Kœnigsbronn, des fours à puddler qui sont alimentés avec de la tourbe seulement ; et en novembre 1840, il a construit aussi des fours pour le réchauffage du fer puddlé ; en sorte que maintenant il peut fabriquer le fer en barres avec la tourbe seulement, et indépendamment des foyers d'affinage.

Four à puddler. Fig. 14. La forme des fours à puddler est donnée par le croquis, *fig.* 14 ; en la comparant avec celle des fours d'Ichoux (Landes), qui est décrite dans le mémoire de M. Bineau (Annales des Mines, 3e série, tome VII), on trouve que les dimensions sont à peu près les mêmes ; seulement la hauteur du pont, au-dessus de la grille, est plus grande, et la distance du pont à la voûte est au contraire plus petite : la cheminée a du reste 16 mètres de hauteur au-dessus de la grille.

Quant à l'opération même du puddlage, elle s'exécute comme à l'ordinaire ; on traite 2 quintaux métriques de fonte mazée dans une opération qui dure généralement deux heures ; si c'est de la fonte grise, la durée est plus longue d'une demi-heure. On fabrique 90 quintaux métriques par semaine. Le personnel est comme celui des fours à la houille, le chargeur est seulement plus occupé, parce qu'il faut passer constamment des briquettes de tourbe.

Le travail de l'usine depuis sa fondation, est donné par le tableau suivant.

Année.	Semaines de travail.	On a chargé : Fonte.		On a chargé : Tourbe.	On a retiré fer puddlé.		Rapport de la fonte pour 100.	Tourbe consommée pour 1 q. v. fer puddlé.
		q.	l.		q.	l.		
1839	10	1.172	23	359.780	1.004	51	85,70	358
1840	32	6.160	46	1.320.775	5.630	95	91,48	234
1841	»	9.398	6	2.067.560	8.565	40	91,40	241

On voit, d'après ce tableau, que la consommation en tourbe et en fonte pendant 1839 est notablement plus forte qu'en 1840 et 1841 ; cela se conçoit du reste très-bien, parce que, comme l'usine venait seulement d'être construite, les ouvriers puddleurs étaient encore inexpérimentés, et, dans leur apprentissage qui s'est fait à l'usine, ils ont dû perdre beaucoup de fonte et de combustible. On prendra donc pour la moyenne celle des résultats obtenus en 1840 et 1841, en faisant remarquer toutefois que quand la tourbe employée est compacte et bien desséchée, il ne faut pas plus de 450 pointes de tourbe par quintal métrique de fer puddlé ; on aura alors les consommations suivantes :

111 kilog. fonte rendent 100 kilog. fer puddlé, et il faut

Tourbe compacte et desséchée

518 pointes=151 k.

Four à réchauffer. *Fig.* 15.

Le fer puddlé, obtenu dans le travail précédent, est passé aux cylindres dégrossisseurs, puis coupé par des cisailles, mis par paquets dans le fourneau

à réverbère de réchauffage, et enfin étiré en barres dans les cylindres fabricateurs.

De novembre 1840 à la fin de 1841, on a passé 3.245 q.m. 58 de fer puddlé, qui ont rendu 2,637 quintaux métriques de fer, avec 1.361.535 briquettes de tourbe de la qualité la plus compacte et la mieux desséchée : par conséquent on voit que, dans ce travail, les consommations sont comme il suit :

123 kilog. fer puddlé rendent 100k. fer, et il faut
Tourbe compacte et bien desséchée
510 pointes=149 k.

Quand la tourbe est de bonne qualité, la consommation est moindre et se réduit à 497 pointes par quintal métrique de fer obtenu.

Il résulte de ce qui précède, que les frais spéciaux pour la fabrication d'un quintal métrique de fer, à la tourbe et au moyen des fours à réverbère, peuvent être établis à peu près de la manière suivante :

			fr.
Fonte 136 kil., soit à 16 fr. le quint. métr. . . .			21,76
Tourbe.	Puddlage.	Pour 123 k. fer puddlé il faut 186 k. tourbe, soit à 1f.,70 le q. m.	3,16
	Réchauffage.	Pour 100 k. fer en barres il faut 149, soit à 1f.,70 le q. m.	2,53
Main-d'œuvre.			1,30
Prix de revient de 1 q. métr. fer, eu égard aux frais spéciaux.			28,75

On voit que, pour produire un quintal métrique de fer à Kœnigsbronn, les consommations sont comme il suit :

Puddlage. .	637	1147 p. de tourbe=.	186 k.	335k. t.
Réchauffage.	510		149	

De même que le Wurtemberg la Bavière offre des usines dans lesquelles on fabrique le fer par la méthode anglaise et au moyen de la tourbe: le procédé de Bavière a été étudié par M. Eugène Jacquot, et je vais rapporter ici les résultats principaux de ses observations, que j'ai extraits de son journal de voyage.

Usine de Veiherhammer (Bavière).

La tourbe qu'on emploie provient des nombreuses tourbières du Fichtelgebirge; on l'exploite pendant la belle saison et on la laisse sécher sur place pendant six mois, puis elle est mise en magasin, et on peut admettre qu'elle n'est guère employée qu'une année après son exploitation : cette tourbe est de bonne qualité, elle est compacte, pesante et ne donne en moyenne que $3\frac{1}{2}$ à 5 p. o/o de cendres. A l'usine de Weiherhammer il a deux fours à puddler, dont un seul est ordinairement en activité; ces fours sont à peu près les mêmes qu'à Kœnigsbronn et ne présentent rien de particulier. Quand on met le four à feu il est nécessaire de le chauffer d'abord pendant sept heures, après cela on peut commencer le travail; dans une charge on traite 130 q. m. de fonte grise, et une opération dure trois heures; ordinairement 113$^{k.}$ de fonte rendent 100 de fer puddlé avec 1$^{st.}$,154 de tourbe. Le fer puddlé est ensuite converti en barres dans des foyers ordinaires au charbon de bois ou bien dans un four à réchauffer, qui est alimenté avec de la tourbe seulement. Comme la tourbe desséchée à l'air produit difficilement la haute température nécessaire pour le réchauffage du fer, on a imaginé d'activer la combustion de la tourbe au moyen d'un courant d'air forcé, et pour cela on a donné au four à réchauffer une disposition tout à fait analogue à

près la même qu'à Ichoux, et qu'en définitive, le poids total de la tourbe employée dans le premier cas est 0,75 de celui employé dans le second.

La différence entre ces consommations en tourbe, qui est assez considérable, peut s'expliquer fort simplement : il faut observer en effet 1° que la tourbe d'Ichoux contient 2 $\frac{1}{2}$ fois plus de cendres que celle de Kœnigsbronn; 2° qu'elle est surtout plus légère, tandis qu'à Kœnigsbronn, on n'emploie pour le puddlage et le réchauffage que la tourbe la plus lourde et la plus compacte. Pour cette dernière raison, il serait possible que le nombre 292 kil. adopté pour le poids du 1000 briquettes de tourbe desséchées fût un peu faible, car il représente le poids moyen à Kœnigsbronn; 3° que son pouvoir calorifique est un peu moindre; 4° qu'enfin elle a été simplement desséchée à l'air, tandis que l'autre a été desséchée dans des fours.

En ayant égard à cette dernière circonstance seulement, on observera que la tourbe d'Ichoux, contenant 10 p. 0/0 d'eau, les 488 kilog. de tourbe représentent en réalité 439 kilog. de tourbe desséchée comme à Kœnigsbronn. Maintenant une partie de l'effet utile qu'elle produit sera employée à vaporiser cette eau qu'elle renferme : comme il faut 650 calories pour vaporiser un poids d'eau, pour vaporiser 49 kilog., il faudra 31850 calories; et comme le pouvoir calorifique de la tourbe d'Ichoux est environ de 3200 c., cela correspondra à un poids de tourbe égal à $\frac{31850}{3200} = 9^{kil.},8$. En admettant alors qu'il y ait moitié de la chaleur dégagée, perdue par les appareils, il faudra une quantité double, ou 19 kilog. de tourbe pour vaporiser les 49 kilog.

d'eau : par conséquent, il ne resterait plus que 420 kilog. de tourbe pour un quintal métrique de fer marchand.

La différence. . . . 488—420=68 kilog. représente à peu près la diminution qu'on obtiendrait à Ichoux par quintal de fer, si on desséchait la tourbe comme à Kœnigsbronn : et même en réalité, elle serait plus considérable, parce que le volume diminuerait par l'effet de la dessiccation, et que son pouvoir calorifique serait au contraire augmenté. En employant à Ichoux de la tourbe desséchée dans les fours, on pourrait aussi bien certainement se dispenser de brûler de la houille dans le fourneau à réverbère de réchauffage, ce qui serait très-avantageux, car la houille revient à cette usine à un prix très-élevé.

Jusqu'à présent l'usine d'Ichoux est la seule usine de France dans laquelle la tourbe ait été employée pour convertir la fonte en fer; cependant un assez grand nombre de forges se trouvant à proximité de tourbières, pourraient se procurer ce combustible à un prix peu élevé, et même inférieur à celui de Kœnigsbronn; il ne sera donc pas inutile, en terminant, de signaler à toute l'attention de nos maîtres de forges le procédé de Wurtemberg. On conçoit, en effet, qu'il sera facile de faire construire à peu de frais des appareils analogues à ceux de Kœnigsbronn, qui appartiennent à la troisième classe (C), dans lesquels on profiterait de la chaleur du haut-fourneau pour opérer la dessiccation de la tourbe : l'établissement de fours à puddler est d'ailleurs peu dispendieux; en sorte qu'on pourrait faire des essais sans être entraîné dans des dépenses considérables. Du reste, les résultats obtenus à l'usine

de Kœnigsbronn, qui, dirigée par M. Veberling, marche d'une manière régulière depuis plusieurs années, ne permettent pas de douter des avantages que présente l'emploi de la tourbe pour la fabrication du fer.

ORDONNANCES DU ROI

ET DÉCISIONS DIVERSES,

Concernant les mines, usines, etc.

DEUXIÈME SEMESTRE 1842.

Ordonnance du 3 *juillet* 1842, *portant que celle du* 12 *mars* 1829, *qui permet au sieur* LIMBOURG *d'établir une usine à fer à* LONGWY-BAS, *est rapportée, et que ledit sieur* LIMBOURG *est autorisé :* 1° *à conserver en activité le moulin à farine, dit le* MOULIN-NEUF, *situé sur la rive droite de la* CHIERS, *dans la commune de* RHÉON, *arrondissement de* BRIEY (Moselle) ; 2° *à établir sur la rive gauche de la Chiers, en face dudit Moulin-neuf, une usine à fer, en remplacement d'un ancien moulin presque totalement détruit.*

Usine à fer et moulin à farine, à Rhéon.

La consistance de cette usine à fer est fixée ainsi qu'il suit :

1° Un feu à puddler pour l'affinage de la fonte à la houille ;
2° Un marteau cingleur ;
3° Un four à réverbère de chaufferie à la houille ;
4° Une paire de cylindres étireurs ;
5° Une fenderie ;
6° Une paire de cylindres pour la fabrication du cercle ou fer feuillard.

Ordonnance du 3 *juillet* 1842, *portant que la compagnie anonyme des fonderies et forges de la Loire et de l'Ardèche, est autorisée :*

Forge de Terre-Noire.

1° *à tenir en activité la forge à la houille de*

TERRE-NOIRE, *dans la commune de* SAINT-JEAN-BONNEFOND (Loire), *construite en remplacement de l'usine dont l'établissement avait été permis près de la* CÔTE-THIOLIÈRE, *dans la commune de* SAINT-JEAN-BONNEFOND, *par l'ordonnance du* 21 *novembre* 1821;

2° *à modifier et à augmenter la consistance de cette usine, de manière qu'elle comprenne définitivement :*

Deux feux de mazeries,

Vingt-deux fours à puddler,

Onze fours à réchauffer,

Sept fours à tôle,

Des machines soufflantes en nombre suffisant, nécessaires à la fabrication du fer et à sa transformation en divers produits;

Enfin, tous les accessoires nécessaires au travail de l'usine.

(Extrait.)

Art. 2. L'usage des eaux du Janon pour les besoins de l'usine se fera comme par le passé.

La compagnie ne pourra apporter aucun changement au régime des eaux, sans en avoir préalablement obtenu l'autorisation du gouvernement dans les formes voulues par les lois et règlements.

Elle ne pourra prétendre à indemnité ni à dédommagement quelconque, dans le cas où, pour l'exécution de travaux dont l'utilité publique aura été légalement constatée, l'administration jugera convenable de faire des dispositions qui les privent en tout ou en partie des avantages de la présente autorisation, tous droits antérieurs réservés.

Art. 3. La houille sera exclusivement employée comme combustible pour les besoins de l'usine.

Martinet pour le traitement de la ferraille et des riblons.

Ordonnance du 5 *juillet* 1842, *portant que le sieur* LÉVÊQUE *est autorisé à établir un martinet comprenant un seul feu et un marteau, pour le traite-*

ment de la ferraille et des riblons, sur l'emplacement d'un moulin à foulon qu'il possède au lieu dit du Coupon, *commune de* Tulle (Corrèze).

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant qu'il est fait concession aux sieurs* Favre, Conrod, Sallot *et* Didier, *de mines de houille situées dans les communes de* Vy-lès-Lure, Amblans, Genevreuille *et* Mollans, *arrondissement de* Lure (Haute-Saône). **Mines de houille de Vy-lès-Lure.**

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Vy-lès-Lure,* est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

A l'est, par une ligne droite partant, au point V, de l'angle sud-est du bois dit du Roi, et aboutissant au point X à l'angle rentrant qui se trouve dans la partie nord-ouest du bois dit le Plein-Chanois, commune de Vy-lès-Lure;

Au nord, par une ligne droite partant du point X et aboutissant au point Y, au clocher de Genevreuille ;

A l'ouest, par une ligne droite partant du clocher de Genevreuille et aboutissant, au point Z, à celui de Mollans;

Au sud, par une ligne droite partant du clocher de Mollans et aboutissant à l'angle sud-est du bois dit du Roi, point de départ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de neuf kilomètres carrés, soixante-treize hectares.

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant qu'il est fait concession aux sieurs* Charles-Thomas-Joseph-Gabriel Lepaige *et* Alfred-Félix-Gabriel-Gérard, baron de Saint-Amand, *de mines de houille situées dans les communes de la* Vacheresse *et autres, arrondissement de* Neufchateau (Vosges). **Mines de houille de la Vacheresse.**

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *con-*

cession de la Vacheresse, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord, par une ligne brisée F, G, H, partant du clocher de la Vacheresse, passant par celui de la Rouillie et aboutissant au clocher de Crainvilliers ;

A l'est, par une seconde ligne brisée H, I, K, partant de ce dernier clocher, passant par la borne du bois de la Voivre et aboutissant à la borne du bois des Cerisiers ;

Au sud-ouest, par une ligne droite KL partant de cette dernière borne et aboutissant en L, point d'intersection du chemin de Martigny à Sauville et des tranchées de Martigny et de la Vacheresse ;

A l'ouest, par une ligne droite partant dudit point L et aboutissant au clocher de la Vacheresse, point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de onze kilomètres carrés, quinze hectares.

Art. 6. Les concessionnaires payeront au sieur François Simard, en exécution de l'art. 16 de la loi du 21 avril 1810 et à titre d'indemnité pour droit d'invention, la somme de 500 fr.

Mines de houille du Treuil.

Ordonnance du 14 août 1842, qui modifie une partie des limites de la concession houillère du TREUIL (Loire).

(Extrait.)

La concession du Treuil sera et demeurera limitée, conformément au plan ci-joint et au plan annexé à l'ordonnance du 4 novembre 1824, ainsi qu'il suit, savoir :

A l'ouest, à partir du point où la voûte qui recouvre le Furens est coupée par l'axe de la route de Saint-Étienne à Lyon, le cours de cette rivière en descendant jusqu'au point le plus rapproché de l'angle sud-ouest de l'usine des Mottetières ;

Au nord, de ce point pris sur le cours du Furens, une ligne droite tirée à l'angle sud-ouest des Mottetières ; de cet angle une ligne droite tirée à la jonction B des axes des deux chemins qui tendent de la Chaux et du Cros au Petit-Treuil, mais arrêtée au point A pris à 110^{m},50 du point B où il sera planté une borne ;

A l'est, de ce point A une ligne droite de 240^m,80 de longueur, tirée au point D sur l'axe du chemin qui tend au Soleil, puis ce même axe jusqu'à l'intersection de l'axe du chemin qui tend de la Bâtes au Marest; de là l'axe du chemin qui tend à Saint-Étienne, en passant à l'est du Marest, au Trêne et à Château-Creux, jusqu'à la rencontre de l'axe du chemin qui tend de Sorbier à Saint-Étienne; enfin de ce dernier chemin jusqu'à sa naissance sur la place de la Monta;

Au sud, de ce point pris sur la place de la Monta, la grande route de Lyon à Saint-Etienne jusqu'au point de départ à l'ouest;

Lesdites limites comprenant une étendue superficielle de un kilomètre carré, quatre-vingt-dix-huit hectares.

Art. 2. Il n'est en rien dérogé aux autres dispositions de l'ordonnance royale du 4 novembre 1824, lesquelles continueront à recevoir leur exécution.

Ordonnance du 14 *août* 1842, *qui modifie une partie des limites de la concession houillère du* Cros (Loire). — Mines de houille du Cros.

(Extrait.)

Art. 1er. La concession du Cros sera et demeurera délimitée, conformément au plan ci-joint et au plan annexé à l'ordonnance du 27 octobre 1824, ainsi qu'il suit, savoir:

Au nord, une ligne droite tirée de l'angle le plus au nord des bâtiments de Fontvielle à l'angle le plus à l'est des maisons de Bras-de-Fer;

A l'ouest, de ce dernier angle, une ligne droite tirée au point confluent des ruisseaux d'Ozon et du Furens; de ce confluent, le cours du Furens en remontant jusqu'au point le plus rapproché de l'angle sud-ouest de l'usine de Mottetières;

Au sud, de ce point pris sur le cours du Furens, une ligne droite tirée à l'angle sud-ouest des Mottetières; de cet angle une ligne droite tirée à la jonction B des axes des deux chemins qui tendent de la Chaux et du Cros au Petit-Treuil, mais arrêtée au point A pris à 110^m,50 du point B; puis une ligne droite de 240^m,80 de longueur tirée du point A au point D sur l'axe du chemin qui tend

du Cros au Benard, jusqu'à la rencontre de l'axe d'un autre chemin qui tend aussi au Benard en passant par la Thalassière et le Marest ; enfin, de ce point de rencontre, une ligne droite terminée à la ronde de l'étang de Reveux ou de Molina ;

A l'est, de la bande de l'étang de Reveux, une ligne droite tirée à l'angle le plus au nord des bâtiments de Soleymieux ; de cet angle, une autre ligne droite aboutissant à l'angle le plus au nord des bâtiments de Fontvielle, point de départ ;

Lesdites limites comprenant une étendue superficielle de neuf kilomètres carrés, sept hectares.

Art. 2. Il n'est en rien dérogé aux autres dispositions de l'ordonnance royale du 27 octobre 1824, lesquelles continueront à recevoir leur exécution.

Mines de bois fossile du Grand-Denis

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant qu'il est fait concession au sieur* Jean-Baptiste Barçon *de mines de bois fossile, situées dans la commune de* Flangebouche, *arrondissement de* Baume (Doubs).

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession du Grand-Denis*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord, par une ligne droite allant du point A, angle oriental de la maison dite la Combe au Barbier, au point B, angle occidental de la maison sise à l'est du groupe de maisons dit *les Portes* ;

A l'est, par une ligne droite dirigée du point B sur le point C, angle septentrional de la maison dite *les Laves* ;

A l'ouest enfin, par une ligne droite allant du point D au point A, point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de quatre kilomètres carrés, cinq hectares.

Art. 4. Le droit attribué aux propriétaires de la surface, par les articles 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, sur le produit des mines concédées, est réglé 1° à une redevance de cinq centimes par hectare de terrain compris dans la concession ; 2° à une rétribution de 0 fr. 30 par

mètre cube de combustible extrait, ladite rétribution payable aux propriétaires dans les terrains desquels l'exploitation aura lieu.

Cette rétribution sera applicable toutes les fois qu'il n'existera pas à ce sujet de conventions antérieures entre le concessionnaire et les propriétaires de la surface. S'il existe de telles conventions, elles seront exécutées, pourvu toutefois qu'elles ne soient pas en opposition avec les règles qui seront prescrites, en vertu de la présente ordonnance, pour la conduite des travaux souterrains, dans la vue d'une bonne exploitation. Dans le cas contraire, lesdites conventions ne pourront donner lieu, entre les parties intéressées, qu'à une action en indemnité, et la rétribution restera déterminée ainsi qu'il est dit au commencement du présent article.

Cahier des charges de la concession de la mine de bois fossile du Grand-Denis.

Art. 30. Les fourneaux de dessiccation ou de carbonisation ne pourront être mis en activité qu'en vertu d'une autorisation obtenue dans la forme prescrite pour l'établissement des ateliers insalubres ou incommodes de la deuxième classe.

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant que la société dite des forges de* MOUTERHAUSEN *est autorisée à construire un haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer, à côté de celui qu'elle a établi à* MERTZWILLER, *arrondissement de* WISSEMBOURG (Bas-Rhin), *en vertu de l'ordonnance du* 13 *décembre* 1838.

Haut-fourneau, à Mertzwiller.

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant que le sieur* SEILLIÈRE *est autorisé à maintenir en activité l'usine à fer de* MESSEMPRÉ, *située sur le ruisseau de* LAUNOIS, *commune de* PURE, *arrondissement de* SEDAN (Ardennes).

Usine à fer de Messempré.

Cette usine demeurera composée de deux feux d'affinerie, d'un bocard à crasses et des machines soufflantes

et de compression nécessaires au service de ladite usine.

(Extrait.)

Art. 10. Le permissionnaire est tenu d'avoir un compte ouvert au bureau de la douane de Messincourt. Il se soumettra aux visites et recensements que les employés des douanes jugeront à propos de faire dans son établissement, sans que ceux-ci soient tenus de se faire assister d'un officier municipal.

Usine à fer d'Osnes.

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant que le sieur* Seillière *est autorisé à maintenir en activité l'usine à fer d'*Osnes, *située sur le ruisseau de* Launois, *dans la commune de ce nom* (Ardennes).

Cette usine est et demeure composée :
1° De deux feux d'affinerie ;
2° D'un bocard à crasses ;
3° Des machines de compression nécessaires à l'étirage et au corroyage des fers.

(Extrait.)

Art. 11. (*Disposition semblable à celle de l'article* 10 *de l'ordonnance précédente*).

Fenderie de Messincourt.

Ordonnance du 14 *août* 1842, *portant que le sieur* Seillière *est autorisé à maintenir en activité l'usine à fer, dite la* Fenderie de Messincourt, *située sur le ruisseau de* Launois, *commune de* Messincourt, *arrondissement de* Sedan (Ardennes).

Cette usine est et demeure composée d'un four de chaufferie et des machines à comprimer et à refendre le fer, nécessaires au service de ladite usine.

(Extrait.)

Art. 6. Le permissionnaire établira et entretiendra à ses frais, sur l'emplacement du Gué où le chemin de Muno traverse le ruisseau de Thenvis-Monty, un pont de 5 mètres de largeur entre les gardes-corps.

Il élèvera à 0m,50 au-dessus des eaux de la retenue, la

digue gauche du ruisseau et le chemin de Muno, à droite sur toute la longueur où le reflux se fera sentir.

Les digues n'auront pas moins de 2 mètres de largeur au sommet. Le chemin de Muno et le chemin vicinal qui se réunissent près de l'embouchure du ruisseau de Thenvis-Monty, seront raccordés ensemble par des pentes qui ne dépasseront pas 0m,05 par mètre.

Art. 12. (*Disposition semblable à celle de l'art.* 11 *de l'ordonnance précédente.*)

Ordonnance du 25 *août* 1842, *portant qu'il est fait concession à la société d'*ANDLAW, DOLFUS-MIEG et compagnie, VEUVE GALAIRE *et* PATRET, *d'une mine de fer située dans les communes de* VELLEMINFROY, COLOMBOTTE *et* CALMOUTIER (Haute-Saône). Mines de fer de Velleminfroy.

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Velleminfroy*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord-ouest, par deux lignes droites menées l'une du point A, angle nord d'un champ appartenant au sieur Jean-François Pelletier, au canton dit Châtillon, territoire de Calmoutier, au point B, angle nord du pont en pierre situé sur la petite rivière de la Colombine et sur le chemin de Colombotte à Saulx, et l'autre dudit point B au point C, angle sud du moulin de Tillet appartenant au sieur Jean-Baptiste Lévêque dit Broquette ;

Au nord-est, par une ligne droite allant dudit point C au point D, clocher de Velleminfroy ;

A l'est, par une ligne droite menée dudit point D au point K, intersection de la limite séparative des territoires des communes de Velleminfroy et de Calmoutier par la ligne DE, le point E étant l'angle sud-ouest de la maison de la ferme des bois de la Croix, appartenant à la dame de Champolle, au territoire de Calmoutier ;

Au sud, enfin par deux lignes droites dirigées, l'une dudit point K sur le point G, rencontre du fossé du bois de la Craye, territoire de Colombotte, avec le chemin des carrières de Calmoutier à Colombotte, et l'autre dudit

point G sur le point A, point de départ, dernière ligne qui sert également de limite à la concession de Calmoutier;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de quatre kilomètres carrés, trente hectares.

Art. 5. Les droits attribués aux propriétaires de la surface, par les articles 6, 42 et 70 de la loi du 21 avril 1810, sur le produit des mines concédées, sont réglés à une rente annuelle de 5 centimes par hectare, en faveur des propriétaires de tous les terrains compris dans les limites de la concession, et à une indemnité de 20 centimes par 1000 kilogrammes de minerai propre à être livré aux usines en faveur des propriétaires des terrains sous lesquels se fera l'extraction.

Cette double rétribution sera applicable, etc. (*Comme à l'article 4 de l'ordonnance du 14 août 1842 relative à la concession du Grand-Denis.*)

Cahier des charges de la concession des mines de fer de Velleminfroy.

(Extrait.)

Art. 15. En exécution de l'article 70 de la loi du 21 avril 1810, les concessionnaires fourniront aux usines de Mailleroncourt, Ronchamp, Magny, Saint-Georges et autres du voisinage, qui s'approvisionnaient de minerai de fer, antérieurement à l'octroi de la présente concession sur des exploitations comprises dans ladite concession, la quantité de minerai nécessaire à l'alimentation de ces usines, au prix qui sera fixé par l'administration.

Art. 16. Lorsque les approvisionnements des usines ci-dessus désignées auront été assurés, les concessionnaires seront tenus de fournir, autant que leurs exploitations le permettront, à la consommation des usines établies ou à établir dans le voisinage avec autorisation légale. Le prix des minerais sera alors fixé de gré à gré ou à dire d'experts, ainsi qu'il est indiqué en l'article 65 de la loi du 21 avril 1810, pour les exploitations de minières de fer.

Art. 17. En cas de contestation entre plusieurs maîtres de forges, relativement à leur approvisionnement en minerai, il sera statué par le préfet, conformément à l'article 64 de la même loi.

Art. 30. Les concessionnaires ne pourront établir des usines pour la préparation mécanique ou le traitement

métallurgique des produits de leurs mines, qu'après avoir obtenu une permission à cet effet, dans les formes déterminées par les articles 73 et suivants de la loi du 21 avril 1810.

Mines de fer des Fourgs.

Ordonnance du 9 *septembre* 1842, *portant qu'il est fait concession aux sieurs* Pierre-Célestin, Jean-Gabriel-Germain *et* Aimé-Emmanuel Vandel, *de mines de fer situées dans la commune des* Fourgs (Doubs).

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession des Fourgs*, est limitée conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

A partir du point F, extrémité sud de la propriété en labour n° 1384 de la matrice cadastrale appartenant aux demandeurs, et se dirigeant vers le sud-ouest par les limites nord des Prés-Bois du sieur Pierre-Claude Bulle et Maurice Bouter, lieu dit la *Grosse-Pierre*, n°s 1378 et 1376, jusqu'au point F de rencontre de la propriété en labour du sieur Jean-Claude Rousselet, même lieu, n° 1372 de la matrice cadastrale;

A partir de ce dernier point F, par une ligne droite aboutissant au point E où la propriété en labour du sieur François Genre Jazelet dit *le Vieux*, lieu dit aux Sauges, n° 1342 de la matrice cadastrale, rencontre la limite nord du Pré-Bois des héritiers du sieur Bernard Genre Jazelet, même lieu, n° 765 de la matrice cadastrale;

A partir de ce dernier point E, par une ligne droite aboutissant au point E où la limite sud de la propriété en labour du sieur Claude Côte-Clisson rencontre la propriété en labour du sieur Jean-François Bulle, lieu dit aux Sauges, n° 760 de la matrice cadastrale;

A partir de ce dernier point E et en se dirigeant vers le sud, puis vers l'est, par les limites ouest et sud de la dernière propriété, ensuite les limites sud du Pré-Bois de Pierre-Alexis Renaud, lieu dit aux Filles-Gaillard, n° 509 de la matrice cadastrale, jusqu'au deuxième angle rentrant C qu'elles figurent.

A partir de ce point C, et angle C, par une ligne droite aboutissant au point B où la limite sud de la propriété en

labour du sieur François Joseph Genre Grand-Pierre, lieu dit *Lalande* sur la *Sarrasine*, n° 398 de la matrice cadastrale, rencontre le Pré-Bois de la dame veuve de Jean-Claude Jalay, même lieu, n° 400 de la matrice cadastrale; à partir de ce dernier point B, par une ligne droite aboutissant au point B où la limite du Pré-Bois de François-Xavier Rousselet, dit *le Jeune*, lieu dit sur la *Grosse-Pierre*, n° 1380 de la matrice cadastrale, rencontre le Pré-Bois de la commune, même lieu n° 1381;

A partir de ce dernier point B, et en se dirigeant vers le nord-est, puis vers le nord, puis vers l'ouest, par les limites de la dernière propriété, et ensuite la limite nord de la propriété désignée immédiatement auparavant, cette limite étant prolongée à travers la terre en labour n° 1384, jusqu'au point H;

Enfin, à partir du point H, par une ligne droite allant au point F, point de départ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de treize hectares, vingt-neuf ares.

Art. 3. Le droit attribué aux propriétaires de la surface, par les articles 6 et 42 de la loi du 21 avril *1810*, sur le produit des mines concédées, est réglé à une rente de cinq centimes par hectare, en faveur des propriétaires de tous les terrains compris dans la concession, et à une indemnité de 30 c. par chaque mètre cube de minerai lavé, en faveur des propriétaires des terrains sous lesquels on fera l'extraction.

Cette rétribution sera applicable etc. (*Comme à l'article 5 de l'ordonnance précédente.*)

Cahier des charges de la concession des mines de fer des Fourgs.

(Extrait.)

Art. 16. En exécution de l'article 70 de la loi du 21 avril 1810, les concessionnaires fourniront au haut-fourneau de Pontarlier, qui s'approvisionnait de minerai de fer antérieurement à l'octroi de la présente concession, sur des exploitations comprises dans ladite concession, la quantité de minerai nécessaire à l'alimentation de cette usine, au prix qui sera fixé par l'administration.

Art. 17. Lorsque les approvisionnements de l'usine ci-dessus désignée auront été assurés, les concessionnaires

seront tenus de fournir, etc. (*La suite comme à l'article 16, rapporté ci-dessus, du cahier des charges de la concession de Velleminfroy.*)

Art. 18. (*Comme l'article 17, rapporté ci-dessus, du cahier des charges de la concession de Velleminfroy.*)

Art. 31. (*Comme l'article 30.*)

Ordonnance du 9 *septembre* 1842, *portant qu'il est fait concession aux sieurs* Louis *et* Auguste Bouchot frères, *de mines de fer situées dans la commune de* Laissey (Doubs). **Mines de fer de Laissey.**

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Laissey*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord, par la ligne des rochers *b*, *d*, formant l'affleurement de la couche de minerai ;

Au sud, par la ligne des rochers *a*, *c*, formant la limite des territoires de Laissey et de Champlive ;

A l'est et à l'ouest, par deux lignes droites *a*, *b* et *c*, *d* parallèles à l'axe de la grande galerie dont elles sont distantes chacune de 100 mètres ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de deux hectares, trente-quatre ares.

Art. 5. Le droit attribué à la commune de Laissey, propriétaire de la surface, par les articles 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, sur le produit des mines concédées, est réglé à la somme de 0fr.,70 par mètre cube de minerai extrait. Mais dans aucun cas et à aucune époque, le montant de la redevance payée annuellement à ladite commune ne pourra être au-dessous de 200 francs, tant que les concessionnaires ou leurs ayants droit n'auront pas renoncé par acte authentique à la concession qui fait l'objet de la présente.

Cette rétribution sera applicable etc. (*Comme à l'article 5 de l'ordonnance précédente.*)

Cahier des charges de la concession des mines de fer de Laissey.

(Extrait.)

Art. 6. Les concessionnaires ne pourront pratiquer au-

une ouverture de travaux dans le bois de Rougnon, avant qu'il ait été dressé contradictoirement procès-verbal de l'état des lieux, afin que l'on puisse constater, au bout d'un an, et successivement chaque année, les indemnités qui seront dues.

Les déblais extraits de ces travaux seront déposés aussi près qu'il sera possible de l'entrée des mines, dans les endroits les moins dommageables, lesquels seront désignés par le préfet, sur la proposition des agents forestiers locaux, les concessionnaires et l'ingénieur des mines ayant été entendus.

Art. 7. Les concessionnaires seront civilement responsables des dégâts commis dans la forêt par leurs ouvriers et bestiaux. Cette responsabilité s'étendra à la distance des exploitations, fixée par l'article 31 du Code forestier.

Art. 8. Lorsque les concessionnaires abandonneront une ouverture de mine, ils pourront être tenus de la faire combler en nivelant le terrain, et de faire repeupler ce terrain en essence de bois convenable au sol. Cette disposition sera ordonnée, s'il y a lieu, par un arrêté du préfet, sur le rapport des agents de l'administration forestière et des ingénieurs des mines, les concessionnaires ayant été entendus, sauf recours devant le ministre des travaux publics.

Art. 15. En exécution de l'article 70 de la loi du 21 avril 1810, les concessionnaires fourniront aux usines qui s'approvisionnaient de minerai de fer antérieurement, etc. (*La suite comme à l'article* 15 *rapporté ci-dessus, du cahier des charges de la concession de Velleminfroy.*)

Art. 16. (*Comme l'article* 16.)

Art. 17. (*Comme l'article* 17.)

Art. 29. (*Comme l'article* 30.)

Usine à fer de Lâge.

Ordonnance du 9 *septembre* 1842, *qui proroge jusqu'au* 1er *avril* 1844 *le délai de dix-huit mois, fixé par l'art.* 3 *de l'ordonnance du* 7 *mars* 1841, *pour la construction et la mise en activité de nouveaux ateliers à l'usine à fer de* Lage, *commune de* Chirac (Charente), *autorisés par ladite ordonnance.*

Ordonnance du 11 septembre 1842, portant qu'il est fait concession aux sieurs Emmanuel-Pons-Dieudonné, comte de Las-Cases *et* Jacques Triger, *de mines de houille situées dans le département de* Maine-et-Loire.

Mines de houille de Désert.

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Désert*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord-est, par une ligne droite, allant du bâtiment *est* du Vaujuet au bâtiment *est* de Froux, à partir de son intersection avec la rive gauche de Louet, jusqu'au point où elle coupe la rive droite de la Loire ;

Au nord, par la rive droite de la Loire, jusqu'au point où elle est coupée par une ligne droite menée du bâtiment le plus au sud de la Grande Guibrette au bâtiment central des deux villages réunis de Saint-Hervé et de la Basse-Ile ;

A l'ouest, par la portion de la rive droite allant de la Grande-Guibrette au centre des villages Saint-Hervé et de la Basse-Ile, qui se trouve comprise entre la rive droite de la Loire et le point où cette ligne est coupée par une ligne droite passant par les bâtiments nord du Grand-Ponceau et de la Loiterie ;

Au sud, enfin par cette dernière ligne jusqu'au point où elle rencontre la rive gauche du Louet, et par ladite rive jusqu'au point où elle est coupée par la ligne droite allant du bâtiment *est* de Vaujuet au bâtiment *est* de Froux, point de départ ;

Lesdites limites, indiquées sur le plan par les lettres A B C D E, renfermant une étendue supercifielle de onze kilomètres carrés, quatre-vingt-quatre hectares.

Art. 6. Les concessionnaires payeront à MM. de Tilly, Ozou et compagnie, en exécution de l'article 16 de la loi du 21 avril 1810, et à titre d'indemnité pour la part qu'ils ont prise à l'invention des gîtes houillers de la vallée de la Loire, une somme de trente mille francs,

Cahier des charges de la concession des mines de houille de DÉSERT.

(Extrait.)

Art. 2. Les travaux d'exploitation ne pourront pas être entrepris à une profondeur moindre de 100 mètres au-dessous de la surface du sol.

Les massifs réservés dans les parties supérieures ne pourront être enlevés en totalité ou partiellement qu'en vertu d'une autorisation spéciale du préfet, accordée sur le rapport des ingénieurs des mines, et sous les conditions prescrites par ladite autorisation.

Le préfet pourra ordonner que les tailles d'exploitation soient remblayées avec soin jusqu'à un niveau qui sera déterminé, dans chaque cas particulier, sur le rapport des ingénieurs des mines et après que les concessionnairet auront été entendus.

Il sera réservé, en dedans de la concession, dans sa partie méridionale comprise entre les points D et A du plan, un massif vertical de cinquante mètres d'épaisseur, dans lequel il ne pourra être établi aucun travail d'extraction.

Usine à fer, à Dampierre-sur-Salon.

Ordonnance du 11 *septembre* 1842, *portant que le sieur* DORNIER *est autorisé à conserver et maintenir en activité l'usine à fer qu'il possède dans la commune de* DAMPIERRE-SUR-SALON, *arrondissement de* GRAY (Haute-Saône).

La consistance de cette usine est et demeure fixée ainsi qu'il suit : 1° un haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer; 2° deux patouillets pour le lavage de ce minerai.

Haut-fourneau, à Bouchon.

Ordonnance du 20 *septembre* 1842, *portant que les sieurs* GAIDE *et* VIVENOT *sont autorisés à établir un haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer près de l'ancien moulin, dit le* MOULIN-HAUT, *dans la commune du* BOUCHON (Meuse).

La machine soufflante de ce haut-fourneau sera mue par une machine à vapeur.

Ordonnance du 20 septembre 1842, portant que les sieurs GAIDE *et* VIVENOT *sont autorisés à établir un atelier pour la préparation du minerai de fer, se composant d'un bocard et d'un patouillet, dans l'emplacement du moulin, dit le* MOULIN-HAUT, *que lesdits sieurs* GAIDE *et* VIVENOT *possèdent sur la rivière de* SAULX, *commune du* BOUCHON (Meuse).

Bocard et patouillet, à Bouchon.

Art. 14. Le bocard et le patouillet resteront en chômage pendant cinq mois et demi, à partir du 15 avril au 1er octobre.

Art. 22. La présente ordonnance n'est accordée que sous la réserve des droits acquis à des tiers, sur la validité desquels les tribunaux seront appelés à statuer, et avec la clause expresse que les eaux dérivées ne serviront qu'à mettre l'usine en mouvement ou à continuer les irrigations auxquelles elles ont été employées jusqu'à ce jour.

Ordonnance du 20 septembre 1842, portant que M. le lieutenant général comte CHARBONNEL *est autorisé à établir un bocard et un patouillet, pour la préparation du minerai de fer, sur la rive gauche du bief supérieur de la forge qu'il possède sur la rivière de l'*IGNON, *dans la commune d'*IS-SUR-TILLE (Côte-d'Or).

Bocard et patouillet, à Is-sur-Tille.

Ordonnance du 20 septembre 1842, portant que le sieur DE MONTANGON *est autorisé, 1° à maintenir en activité le feu d'affinerie qu'il possède sur la rivière d'*AUBE, *dans la commune d'*ORMOY-SUR-AUBE (Haute-Marne); *2° à établir un haut-fourneau et un second feu d'affinerie.*

Usine à fer, à Ormoy-sur-Aube.

En conséquence, l'usine d'Ormoy-sur-Aube se composera d'un haut-fourneau, de deux feux d'affinerie, et des machines soufflantes et machines de compression nécessaires au travail de l'usine.

(Extrait.)

Art. 7. Dans le cas où le flottage à bûches perdues se-

rait repris sur la rivière d'Aube, le fermier de l'usine serait tenu d'opérer, conjointement avec les préposés à la conduite des bois flottés, la manœuvre des vannes ou pertuis destinés au passage du flot. Il devrait également, à la même époque, tenir fermées, si cela était nécessaire, et moyennant telles indemnités que de droit de la part des entrepreneurs de flottage, les vannes de mouvement de son usine ; dans tous les cas, il se conformerait aux règlements et usages locaux non abrogés sur le flottage à bûches perdues.

Art. 8. Le permissionnaire sera tenu d'effectuer entièrement et à ses frais, sans dommage d'autrui, et toutes les fois qu'il en sera requis par le préfet, le curage de la partie du cours d'eau aboutissant à son usine dans toute l'étendue du remous produit par la retenue de ladite usine.

Mine de manganèse de Teyjat.

Ordonnance du 21 *septembre* 1842, *portant qu'il est fait concession au sieur* Elie Mazeaud *de mines de manganèse, situées dans les communes de* Teyjat *et de* Javerlhac, *arrondissement de* Nontron (Dordogne).

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession qui prendra le nom de *concession de Teyjat,* est limitée conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au sud-ouest, par une ligne droite tirée de l'angle est du bâtiment sud du hameau de la Petite-Forêt, au point où le ruisseau de Marcorive est croisé par le chemin de Caillaud à Teyjat ;

Au nord-ouest, par le ruisseau de Marcorive jusqu'à son intersection avec une ligne droite tirée de l'angle sud de la maison la plus septentrionale du hameau de Boëze à l'angle ouest du bâtiment le plus au nord du hameau de Beau-Bernard ;

Au nord, par la portion de ladite ligne comprise entre ladite intersection et l'angle ouest du bâtiment nord de Beau-Bernard ;

A l'est, par une ligne droite tirée dudit angle à l'angle est du bâtiment le plus oriental du hameau de Chaufour, et ensuite par une ligne droite tirée de ce dernier angle à la tête du pont du moulin de Chez Jouan-

neaux, sur la Doue, jusqu'au point seulement où cette droite croise le chemin de Javerlhac à Etouars;

Au sud-est, par une droite tirée dudit point d'intersection au hameau de la Petite-Forêt, point de départ;

Lesdits limites renfermant une étendue superficielle de 4 kilomètres carrés, 47 hectares.

Cahier des charges de la concession des mines de manganèse de Teyjat.

(Extrait.)

Art. 29. Le concessionnaire ne pourra établir des usines pour la préparation mécanique ou le traitement métallurgique des produits de leurs mines qu'après avoir obtenu une permission à cet effet, dans les formes déterminées par les articles 73 et suivants de la loi du 21 avril 1810.

Ordonnance du 21 *septembre* 1842, *portant qu'il est fait concession aux sieurs* Jacques Gérard, Jean-Etienne Morand, Antoine-Etienne Mottet, Jean-Antoine Debardonnèche *et* Pierre-Etienne Gérard, *de la mine de graphite ou plombagine, située dans la commune de* la Pisse (Hautes-Alpes).

Mine de graphite ou plombagine de Côte-Péallas.

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Côte-Péallas*, est limitée ainsi qu'il suit, savoir:

Au nord, par le ravin appelé Rif du Gai, depuis sa rencontre avec la crête du rocher de l'Herme des Ermites, jusqu'au pied d'un autre rocher plus élevé dit Serre du Bail;

A l'est, en suivant le pied du rocher dit Serre du Bail, jusqu'à la naissance du ravin de la Combe du Loup;

Au sud, par le ravin de la Combe du Loup, en descendant du Serre du Bail jusqu'au rocher de Cuguillon, et de là juqu'à la rencontre de la crête du rocher de l'Herme des Ermites;

A l'ouest, par la crête de l'Herme des Ermites, à partir de la Combe du Loup jusqu'à la rencontre du Rif du Gai, point de départ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de 27 hectares, 5 ares.

Usine à fer du Verger.

Ordonnance du 23 septembre 1842, portant que le sieur LOISEAU *est autorisé à mettre en activité l'usine à fer du* VERGER, *située sur la rivière de* NOHAIN, *dans la commune de* SULLY-LA-TOUR (Nièvre).

Ladite usine restera composée :

1° De trois feux de grosse forge;

2° D'un four à reverbère pour chauffer le fer destiné à la fabrication du fer de tirerie ;

3° D'une tréfilerie pour la fabrication du fil de fer;

4° Des appareils de compression et d'étirage nécessaires au travail de l'usine.

Mine d'antimoine de Fromenty.

Ordonnance du 25 septembre 1842, portant qu'il est fait concession aux sieurs GASTON DE CLAMOUZE, SERVANT-FAYE *et* Laurent BONNAFOUX, *de mines d'antimoine, situées dans les communes de* CHANTEUGES *et* LANGEAC, *arrondissement de* BRIOUDE (Haute-Loire).

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Fromenty*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord, 1° à partir du point où le chemin de Brugeiroux à Fromenty coupe la limite des communes de Langeac et de Chanteuges, point A du plan, une ligne menée au point B, angle nord de la maison du domaine de Feyris; 2° de ce dernier point, une ligne menée au point C, angle nord-est de la maison dite le Fauret ou le Fournet, à Chanteuges ;

A l'est, une ligne menée du point C au point D, angle nord-ouest de la maison la plus au nord du village de Lacombe ;

Au sud, une ligne menée du point D au point E, angle nord-est de la maison la plus au nord de Brugeiroux ;

A l'ouest, enfin une ligne menée du point E au point A, point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de 3 kilomètres carrés.

Cahier des charges de la concession des mines d'antimoine de Fromenty.

(Extrait.)

Art. 24. (*Comme l'art.* 29 *rapporté ci-dessus, du cahier des charges de la concession de Teyjat.*)

Ordonnance du 25 *septembre* 1842, *portant que les sieurs* DE THON, DORR et compagnie, *sont autorisés à maintenir en activité, pour la fabrication du sel, la saline qu'ils possèdent à* SALTZBRONN *et qui est située sur le territoire de la commune de* SARRALBE (Moselle) *et sur celui de la commune de* HERBITZHEIM (Bas-Rhin). Saline de Saltzbronn.

Les ateliers seront au nombre de quatre, renfermant 18 poêles, offrant ensemble une surface de 1043m,24 carrés.

(Extrait.)

Art. 4. Les permissionnaires seront tenus, conformément à l'article 5 de la loi du 17 juin 1840, de fabriquer, *au minimum* et annuellement, une quantité de 500,000 kilogrammes de sel pour être livrés à la consommation intérieure et assujettis à l'impôt; à défaut de quoi il leur serait fait application de l'article 8 de la même loi.

Art. 6. Dans le cas où ils voudraient cesser leur fabrication, ils feront la déclaration prescrite par l'art. 6 de la loi du 17 juin 1840.

La fabrication ne pourra alors être reprise qu'après un nouvel accomplissement des obligations mentionnées en l'art. 5 de ladite loi.

Art. 7. Ils se conformeront aux lois, décrets, ordonnances et règlements existants ou à intervenir sur le fait des usines, ainsi qu'aux instructions qui leur seraient données par l'administration en ce qui concerne la police des usines et la sûreté des ouvriers. Ils se conformeront également, pour la fabrication du sel, à la loi du 17 juin 1840 et aux règlements d'administration publique existants ou à intervenir pour l'exécution de cette loi.

Art. 8. En cas d'inexécution des conditions ci-dessus

prescrites, la présente ordonnance pourra être révoquée. Cette révocation sera prononcée par arrêté de notre ministre des travaux publics, et cet arrêté sera exécutoire par provision, nonobstant tout recours de droit.

Mines de lignite de Pierrevert.

Ordonnance du 27 *septembre* 1842, *portant qu'il est fait concession au sieur* Charles-Théodore-Palamède-Antoine-Félix, marquis de Forbin-Janson, *de mines de lignite, situées dans la commune de* Pierrevert (Basses-Alpes).

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Pierrevert*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

Au nord-est, par une ligne droite menée du point X, où se trouve une borne placée au sommet de la montagne de Deffend, sur la limite séparative des communes de Manosque et de Pierrevert, au point Y, intersection de la limite de la commune de Manosque et de la ligne qui va du clocher de Pierrevert au point de rencontre du ravin de Saint-Alban et du chemin de Toutesaures;

A l'est, par la portion de cette dernière ligne droite, comprise entre ledit point Y et le point U, clocher de Pierrevert, et par une ligne droite allant de ce clocher au point V, où le torrent de l'Hourme rencontre la limite séparative des communes de Pierrevert et de Sainte-Tulle;

Au sud-ouest, par le torrent de l'Hourme, à partir dudit point V jusqu'au point Z d'intersection avec la route de Pertuist à Manosque;

A l'ouest, par une ligne droite menée de ce dernier point au sommet de la montagne du Deffend, point de départ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de 4 kilomètres carrés, 62 hectares.

Art. 6. Le concessionnaire livrera, conformément aux engagements pris par lui dans les mémoires sus-visés, aux habitants de la commune de Pierrevert, le lignite nécessaire à leur chauffage à un prix qui ne pourra s'élever, pendant les cinq premières années, au-dessus de 75 cent. le quintal métrique.

Au bout de ces cinq années, le prix ci-dessus fixé sera revisé et réglé de nouveau par le préfet du département, sur le rapport de l'ingénieur des mines, le concessionnaire et le conseil municipal de la commune de Pierrevert ayant été entendus.

Une révision semblable aura lieu dans les mêmes formes de cinq en cinq ans.

Ordonnance du 10 *octobre* 1842, *portant que la redevance proportionnelle de la mine de houille de* CARMEAUX (Tarn), *est réglée, sous forme d'abonnement, pour les exercices* 1841, 1842 *et* 1843, *à raison de* 9000 fr. *en principal par exercice.* **Mine de houille de Carmeaux.**

Ordonnance du 15 *octobre* 1842, *portant abrogation des dispositions de l'ordonnance du* 16 *décembre* 1819, *qui prescrivaient de n'employer dans l'usine à fer de* LAGRANDVILLE (Moselle), *autorisée par la dite ordonnance, que du bois provenant de l'étranger, etc.* **Usine à fer de Lagrandville.**

Ordonnance du 19 *octobre* 1842, *portant que le sieur* Elophe CAPITAIN *est autorisé à établir, en remplacement du moulin dit* DU BAS, *qu'il possède sur la rivière du* ROGNON *dans la commune de* DOULAINCOURT, *arrondissement de* VASSY (Haute-Marne), *une forge à la houille*, *composée de quatre fours à pudler, de trois fours à réverbère de chaufferie, des appareils de compression et d'étirage nécessaires pour la fabrication du fer, et autres accessoires de l'usine.* **Forge de Doulaincourt.**

Ordonnance du 19 *octobre* 1842, *portant que le sieur* DOLLIN-DUFRESNEL *est autorisé à ajouter à l'usine à fer de* MAUCOURT, *qu'il possède dans la commune de* BEAUFORT (Meuse), *un feu de platinerie et une machine de compression.* **Usine à fer de Maucourt.**

Bocard et patouillets, à Saint-Jotire.

*Ordonnance du 19 octobre 1842, portant que le sieur d'*ANDELARRE *est autorisé à établir un bocard à mines à cinq pilons et deux patouillets pour la préparation des minerais de fer, sur le ruisseau du* VAL D'ORMANSON, *commune de* SAINT-JOIRE (Meuse).

(Extrait.)

Art. 13. L'opération du bocardage et du lavage sera interrompue chaque année, à partir du 15 avril jusqu'au 15 octobre.

Patouillet, à Pesmes.

Ordonnance du 19 octobre 1842, portant que la dame veuve DORNIER, née ROCHET, *est autorisée à conserver en activité le patouillet à deux huches pour le lavage du minerai de fer, qui est établi dans l'enceinte de l'usine à fer de* PESMES, *située sur le territoire de la commune de ce nom* (Haute-Saône).

Bocard et patouillet, à Sommancourt.

Ordonnance du 19 octobre 1842, portant que celle du 10 janvier 1842, qui a autorisé le sieur THOMAS *à construire un bocard et un patouillet dans la commune de* SOMMANCOURT (Haute-Marne), *est rapportée; que le sieur* THOMAS *est en conséquence dispensé d'acquitter la taxe fixe de* 50 fr., *imposée par l'art.* 9 *de l'ordonnance précitée du mois de janvier.*

Usine à fer de Bailly.

Ordonnance du 6 décembre 1842, portant que le comte *et la* comtesse d'OSMOND *sont autorisés à maintenir en activité l'usine à fer de* BAILLY, *située sur la rivière de* NOHAIN, *dans la commune de* DONZY (Nièvre), *ladite usine comprenant :*

1° Trois feux dits dormants pour chauffer le fer destiné à la fabrication de la tôle;

2° Un four à réverbère pour chauffer le fer destiné à la fabrication du fer de tirerie;

3° Une tréfilerie pour la fabrication du fil de fer;

4° Les appareils de compression et d'étirage nécessaires au travail de l'usine.

PERSONNEL.

Par arrêté de M. le ministre des travaux publics du 25 juillet 1842, — M. Audibert, élève-ingénieur des mines hors de concours, est chargé du service du sous-arrondissement de Nantes.

Par arrêté du ministre du 25 *juillet* 1842, — il est créé à Paris un emploi de garde-mines de quatrième classe pour le service des machines à vapeur. Cet agent est spécialement attaché au bureau de M. l'ingénieur en chef Combes qui pourra cependant, en cas de besoin, l'employer à la surveillance des appareils à vapeur du département.

Par arrêté du ministre du 12 *août* 1842, — le département de la Corse est séparé de l'arrondissement d'Alais pour être réuni à l'arrondissement de Grenoble qui formera à l'avenir trois sous-arrondissements; — ces trois sous-arrondissements sont confiés, savoir : le premier comprenant les départements des Bouches-du-Rhône, du Var et de la Corse, à M. Diday, ingénieur ordinaire des mines qui continuera de résider à Marseille; le second, renfermant les départements de Vaucluse, des Basses-Alpes et de la Drôme, à M. Meissonnier, élève-ingénieur hors de concours, dont la résidence est fixée à Avignon; et le troisième composé des départements de l'Isère et des Hautes-Alpes, à M. Gras, ingénieur ordinaire qui continuera de résider à Grenoble.

Par arrêté du ministre du 3 *septembre* 1842, — l'arrondissement minéralogique de Bordeaux est divisé en deux sous-arrondissements dont l'un, qui aura pour chef-lieu Bordeaux, comprendra le département de la Gironde, et l'autre qui aura pour chef-lieu Mont-de-Marsan, sera composé des départements des Landes, des Basses-Pyrénées, du Gers et des Hautes-Pyrénées; — M. Varin, ingénieur en chef de l'arrondissement de Bordeaux, est chargé de remplir les fonctions d'ingénieur ordinaire dans le premier de ces nouveaux sous-arrondissements; — le

service du second est confié à M. Jacquot, élève-ingénieur hors de concours.

Par arrêté du ministre du 10 *novembre* 1842, — M. Harlé, ingénieur ordinaire des mines, est attaché sous les ordres de M. de Saint-Léger, ingénieur en chef, au service des carrières souterraines de Fécamp.

Par arrêté du ministre du 14 *novembre* 1842, — MM. Cacarrié, Piot et Piérard, élèves-ingénieurs des mines hors de concours, sont nommés aspirants-ingénieurs au même corps.

Élèves admis à l'École royale des mines, le 10 *novembre* 1842 :

MM. Rivot.
Phillips.
Grenier.
Houpeurt.

CIRCULAIRES

Adressées à MM. les Préfets et à MM. les Ingénieurs des mines.

Paris, le 12 octobre 1842.

Monsieur le préfet, les machines à vapeur qui sont établies dans des houillères, des ardoisières, éprouvent souvent de graves altérations par suite des eaux que l'on emploie pour alimenter les chaudières.

Les eaux extraites de ces exploitations se trouvent chargées de matières corrosives dues à la décomposition des roches au milieu desquelles elles ont séjourné. Ces matières attaquent le métal de la chaudière. Elles le corrodent, lui enlèvent, sur certains points, des parties notables de son épaisseur; il en résulte des frais de réparation assez considérables et quelquefois même de funestes accidents.

Un ingénieur des mines, M. Lechatelier, s'est livré à l'étude de ces effets et a rédigé un mémoire qui a été publié dans les *Annales des mines*.

Il m'a paru, ainsi qu'à la commission centrale des machines à vapeur, qu'il serait utile de faire imprimer à part des exemplaires de ce mémoire, pour être distribués aux chefs d'établissements où l'on se servirait d'eaux de cette nature pour alimenter les chaudières.

M. Lechatelier indique divers moyens préservatifs, tels que l'emploi d'un condenseur fermé qui permette d'alimenter la chaudière avec la même eau distillée se renouvelant indéfiniment par la condensation de la vapeur; ou bien, ce qui peut être d'une application plus usuelle, l'injection dans les chaudières de certaines substances ayant la propriété de neutraliser l'action corrosive des eaux; par exemple, la craie, des calcaires magnésiens, des marnes, des résidus de savonnerie, la chaux vive, le zinc.

J'ai l'honneur, monsieur le préfet, de vous envoyer des exemplaires de ce travail, en vous priant d'en faire remettre aux propriétaires des machines à vapeur, de

votre département, auxquels ces indications pourraient être utiles.

Recevez, monsieur le préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le sous-secrétaire d'État des travaux publics,
Signé LEGRAND.

Paris, le 27 octobre 1842.

Monsieur le préfet, l'administration a fait réunir les renseignements qui lui sont parvenus depuis un certain nombre d'années sur des explosions de chaudières à vapeur, arrivées soit dans des établissements industriels, soit à bord des bateaux.

Ils font le sujet d'une notice qui a été insérée dans l'un des derniers numéros des *Annales des mines*.

J'ai pensé qu'il convenait que cette notice fût, en outre, imprimée séparément, pour être distribuée aux constructeurs et aux propriétaires d'appareils à vapeur, ainsi qu'aux commissions de surveillance.

J'ai l'honneur de vous en adresser plusieurs exemplaires.

Les principales observations auxquelles les derniers accidents avaient donné lieu de la part de la commission centrale des machines à vapeur, ont été l'objet des instructions que je vous ai transmises par mes circulaires des 24 juillet 1841, 29 janvier et 30 avril 1842.

La notice ci-jointe indique les circonstances dans lesquelles se sont produites les diverses explosions, les causes qui ont pu les déterminer, et des précautions essentielles à prendre. En portant ainsi à la connaissance des fabricants et propriétaires de ces appareils les documents que fournit l'expérience, l'on parviendra, sans doute, à rendre de plus en plus rare le retour de semblables événements.

Je vous prie, monsieur le préfet, de transmettre cette notice aux personnes de votre département auxquelles vous jugerez qu'elle pourrait être utile.

Agréez, monsieur le préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le sous-secrétaire d'État des travaux publics,
Signé LEGRAND.

TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS LE TOME II.

GÉOLOGIE ET MINÉRALOGIE.

MÉTALLURGIE.

MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

ADMINISTRATION.

PLANCHES JOINTES AU TOME II.

FIN DU TOME II.

ERRATA.

Tome I, 4e série, page 443 et 23e ligne, après le 6e mot, *lisez* :

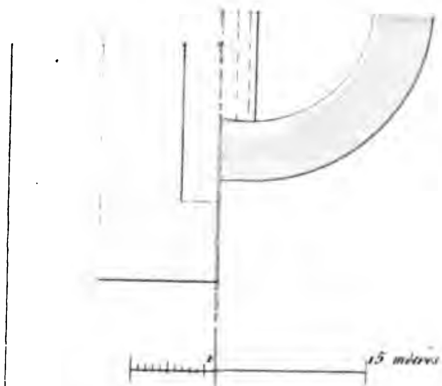
$$\frac{11}{13,5.76+29},$$

c'est-à-dire de plus du centième.

Tome II, 4e série.

Page.	Ligne.	*Au lieu de :*	*lisez :*
328	12	relations,	notations.
330	31	$GG'' = s$,	$GG'' = s_1$.
339	3	2,13; 2,13,	1,78; 2,13.
id.	9	60; 1,00,	60; 100.
id.	16	60; 60; 60; 120,	50; 60; 60; 120.
id.	30	252 $\frac{1}{2}$,	352 $\frac{1}{2}$.
id.	34	30; 30; 40,	30; 32; 40.
341	17	Toute,	Toutes.

Planche VII, figure 5. La lettre K doit être placée au centre de la base du cône inférieur.



Gravé par Adam & Lemaitre

...cher bleu.

Détails de la Pompe à air.

...oupe.

Élévation.

...ig. 4.

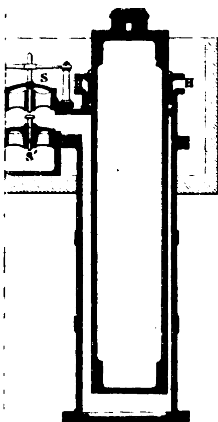
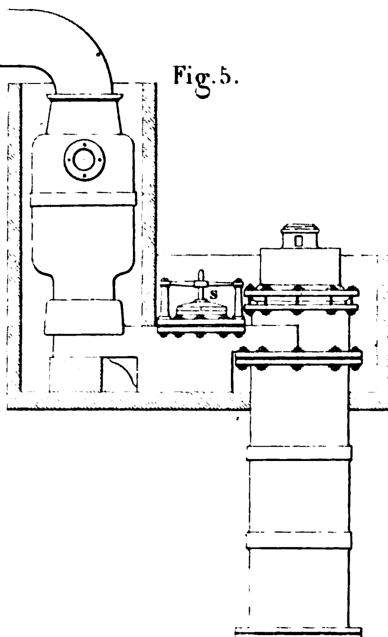
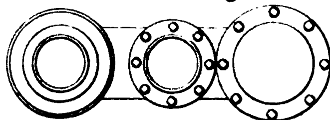


Fig. 5.



Plan. Fig. 6.



Coupes d'un Fourneau.

...g. 7.

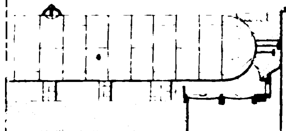
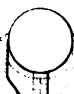


Fig. 8.

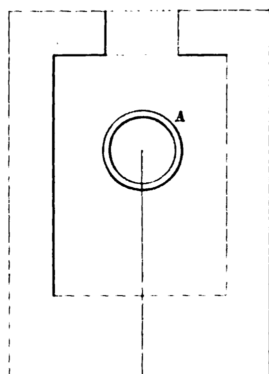


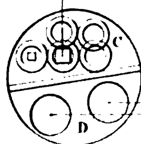
Gravé par Adam & Lemaitre.

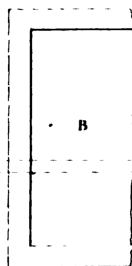


...ines du Rocher bleu.
...ns le puits.

Plan.







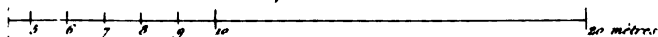
A *Machine d'épuisement.*

B *Machine d'extraction.*

C *Compartiment des pompes.*

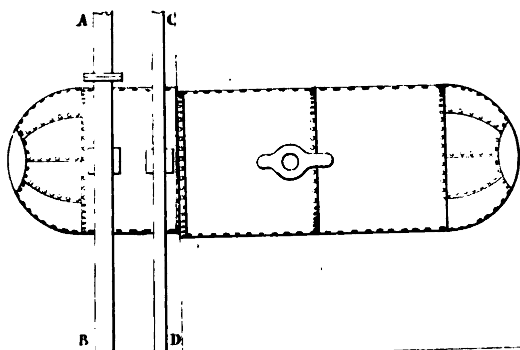
D *Compartiment des bennes.*

Echelle de 0,m 005 pour mètre.



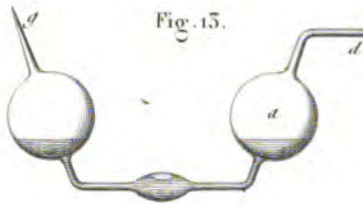
Gravé par Adam & Lemaitre



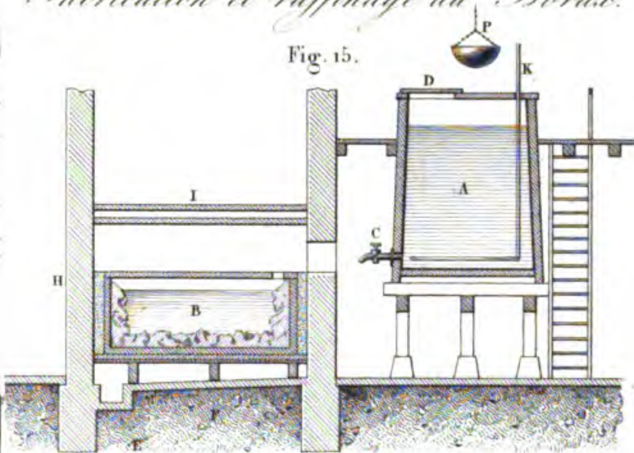


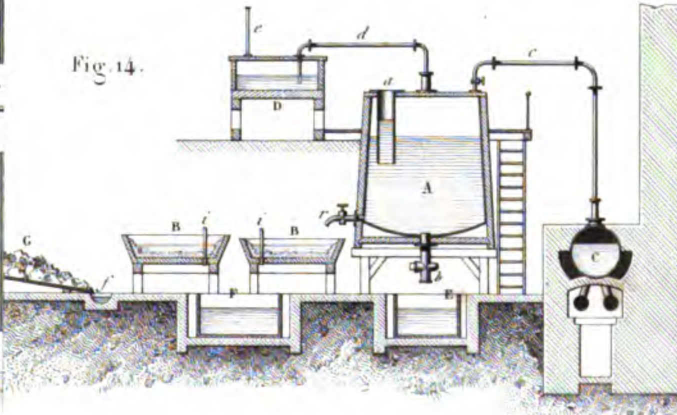
Gravé par Adam et Lemaitre.

Dosage de l'Azote dans les combinaisons organiques.



Fabrication et raffinage du Borax.



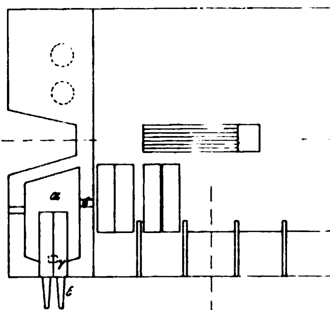


E. Wormser sc.

Fabrication du Cadmium.

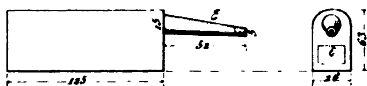
Disposition des Mouffles qui servent à la préparation de l'oxide cadmifère, dans le fourneau à zinc.

Fig. 1.



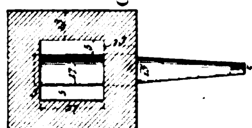
Mouffle pour la préparation de l'oxide cadmifère.

Fig. 2.



Disposition de la Cornue en fonte dans la cheminée de tirage.

Fig. 4.

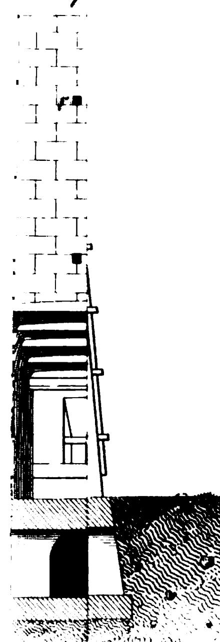


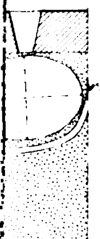
Cornue en fonte pour la distillation du Cadmium.

Fig. 3.



Nº Les dimensions sont en centimètres.





...e horizontale
même feu
...u niveau
la tuyère.

des Fig. 3

3 4 5 mètres.

E. Wormser sc.

Pompe alimentaire.

Fig. 6.

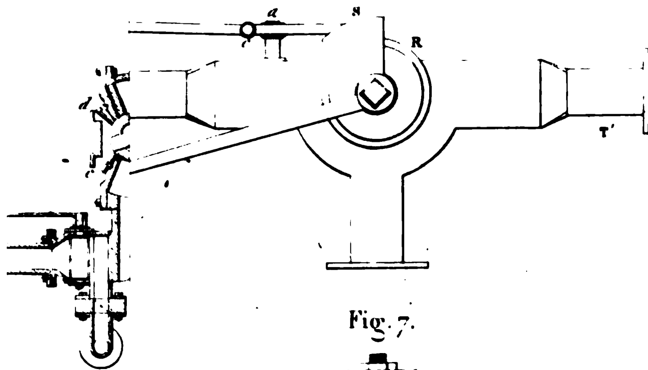


Fig. 7.

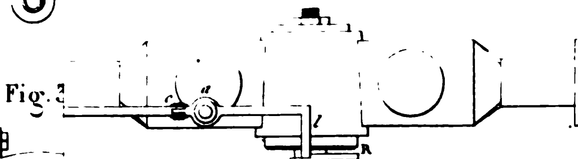


Fig. 8.

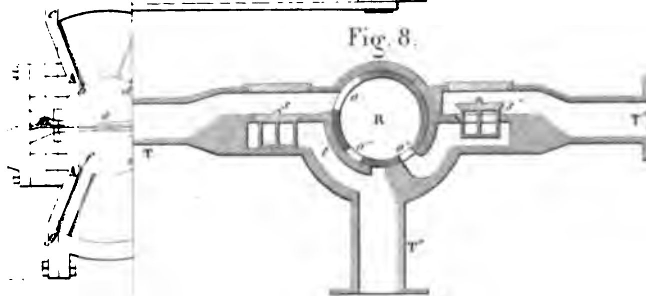
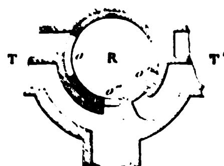
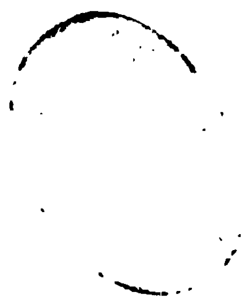


Fig. 9.

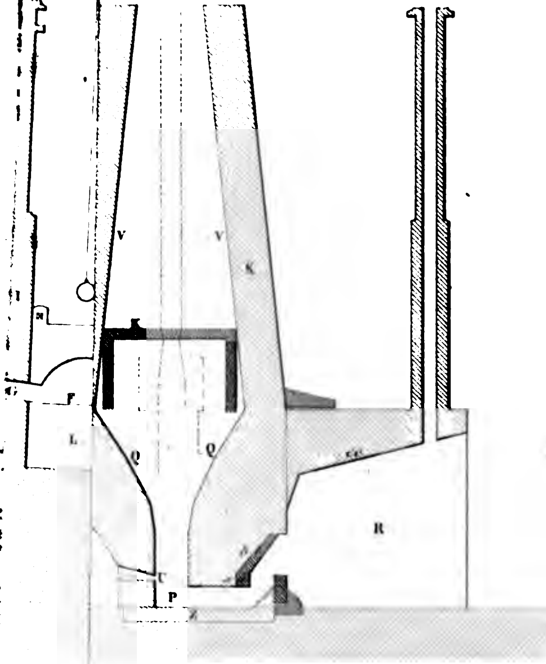


Gravé par Adam et Lemaitre



...uls fourneaux.

...e verticale suivant C D.



L
...de 1 ligne ½ pour pied.

G F 9 10 11 12 24 pieds.

Emp[...]

Fig. 7. Four à réchauffer.

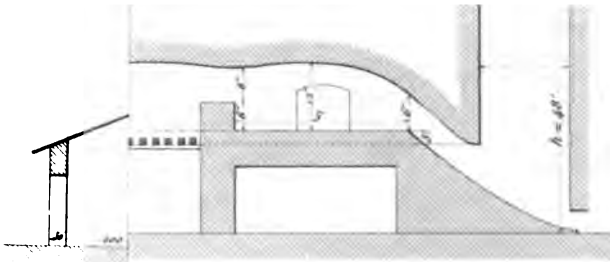


Fig. 2. Coupe t[...]

Four à puddler double.

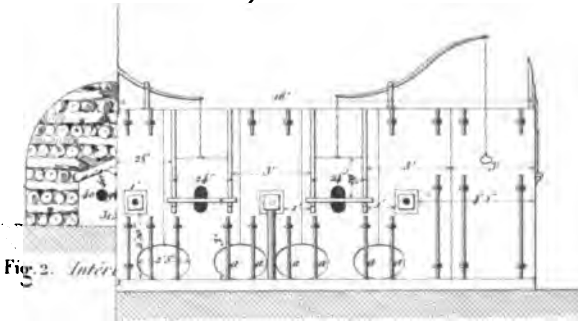


Fig. 2. Intér[...]

F[...] Fig. 5. Élévation latérale.

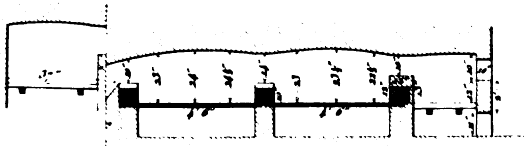


Fig. 5. Coupe longitudinale.

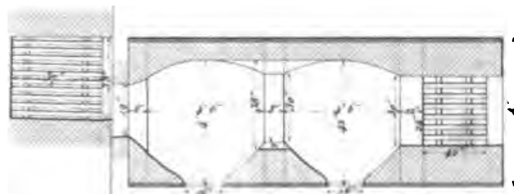


Fig. 3. Fig. 5. Plan.

Gravé par F. Wormser

Emp…

Fig. 7. Four à réchauffer.

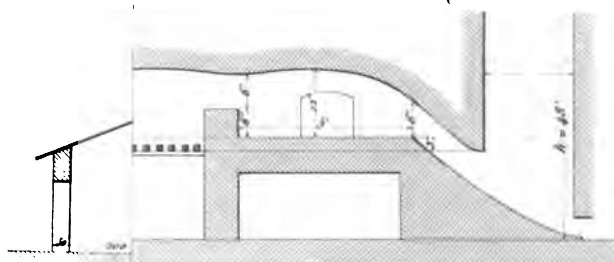


Fig. 2. Coupe t…

Four à puddler double.

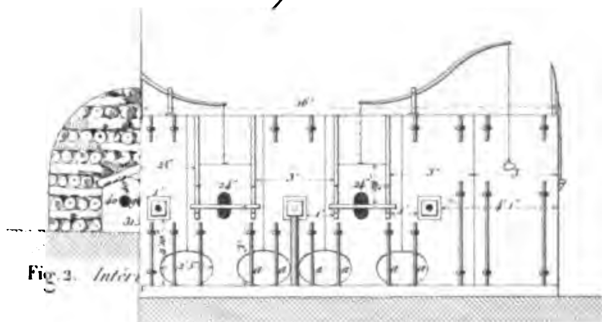


Fig. 2. Intér…

Fig. 5. Élévation latérale.

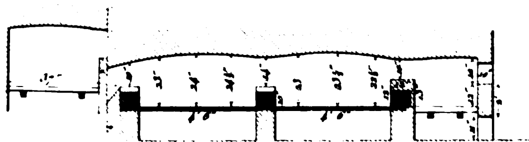


Fig. 5. Coupe longitudinale.

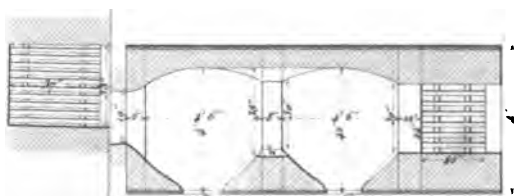


Fig. 3.

Fig. 5. Plan.

Gravé par E. Wormser

Gîtes m

Fig. 5.

Echelle de la Fig. 4

Echelle de la Fig. 5.

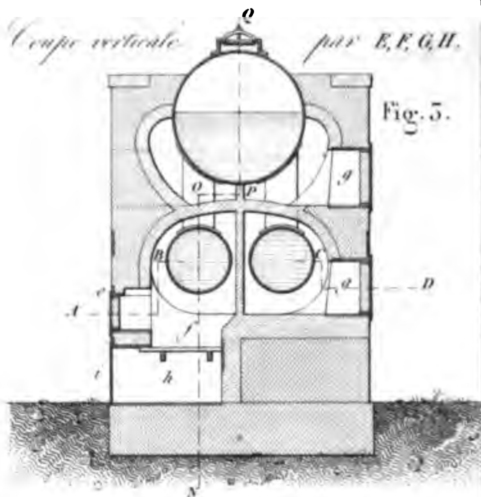
Echelle de la Fig. 8.

Echelle de la Fig. 15.

Figurelle

les Fou

Four



…audière par N, O, P, Q.

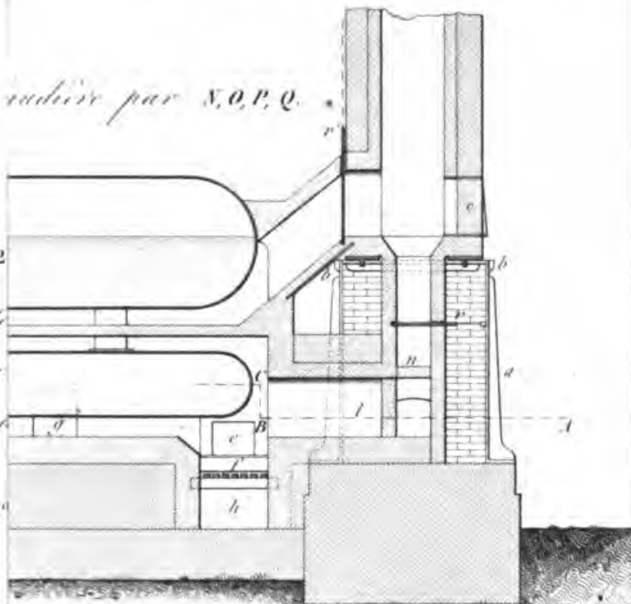
Fig. 2

…rizontale

…haudière

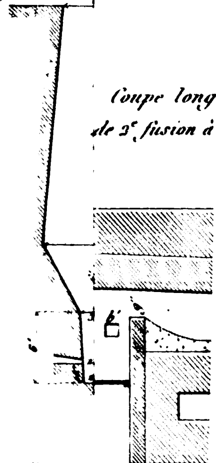
…s à pu…

Four N°









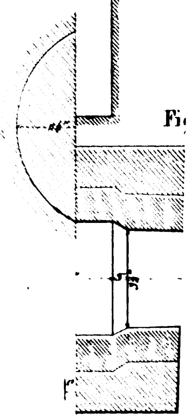
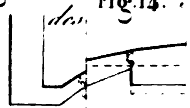
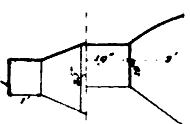


Fig. 13.

Fig. 14.



Coupe



ales des Min

